HUTNIK

CZASOPISMO POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM HUTNICTWA POLSKIEGO

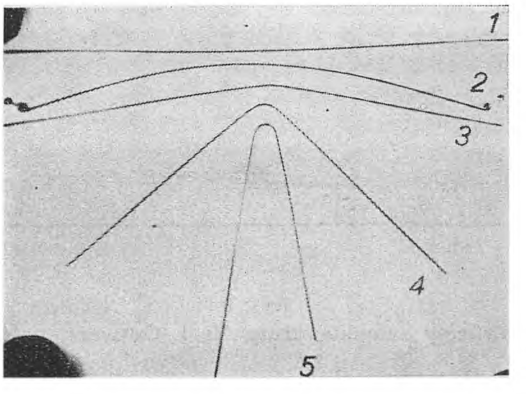
ROK XV | KATOWICE - LUTY - 1948 | NR 2

CARL BENEDICKS i ROMAN SKÓRSKI

O górnym punkcie płynności i jego występowaniu w próbach na zginanie*)

I. Cel badania. W niektórych materiałach występuje przy próbie rozciągania górny punkt płynności, który pokrywa się z granicą sprężystych odkształceń. Po niej naprężenie spada do dolnego punktu płynności, po czym krzywa wytrzymałości znów wznosi się aż do punktu granicznej wytrzymałości. Ten górny punkt płynności powodował dużo dyskusji. Jego istnienie było nawet zaprzeczane, obecnie jednak zostało powszechnie przyjęte. W. Weibull **) udowodnił ostatecznie, że górny punkt płynności jest właściwością materiału i nie powstaje wskutek jakiegoś błędu maszyny, używanej do prób wytrzymałościowych. Skądinąd wszakże wątpiono w występowanie górnego punktu płynności przy zginaniu, co więcej, nie było dostatecznego wytłumaczenia faktu, że przy rozciąganiu materiał początkowo znosi obciążenie wyższe (górny punkt płynności) niż bezpośrednio po przekroczeniu granicznej wielkości (dolny punkt płynności). Wytłumaczenie tego faktu istnieniem — na granicach ziarn — twardych substancyj, tworzących — jak gdyby usztywniający całą masę — szkielet, wydaje się racjonalne. Poniżej będziemy się starali hipotezę takiego szkieletu uzasadnić.

II. Opis doświadczeń. A. Z g i n a n i e w r ę k a c h d r u t u s t a l o w e g o. Typowym przykładem materiału, wykazującego górny punkt płynności, jest zwyczajny drut z miękkiej stali, taki np., jakiego używa się do robienia sztucznych kwiatów. Gdy zginamy go w palcach tworzy on z początku łuk, lecz gdy siła zginająca przekroczy granice sprężystych odkształceń, w pewnym punkcie załamuje się on, krzywa łukowa znika i tworzy się pewien kąt, z wierzchołkiem w owym punkcie. Doświadczenie to przedstawia rys. 1, na którym widzimy



Rys. 1

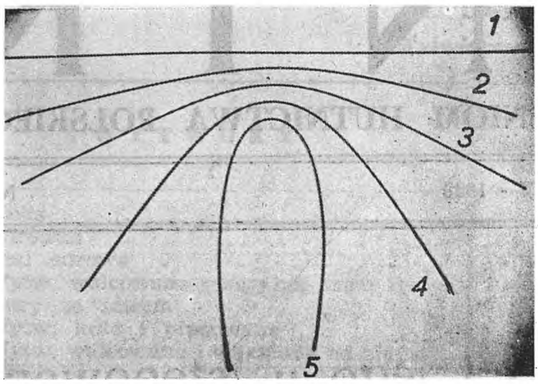
Ręczne zginanie wyżarzonego drutu ze stali miękkiej Nr 1. 1) Stan pierwotny. 2) Sprężyste napięcie. 3) Pierwsze trwałe odkształcenie. 4) i 5) Dalsze stadia zginania. Zginanie ogranicza się do jednego miejsca.

5 stadiów zginania drutu (o średnicy 1,75 mm, stal Nr 1, tabl. I). Drut 1 jest w stanie przed zginaniem. Drut 2 tworzy łuk z dwoma końcami, przytwierdzonymi do tablicy. W tym przypadku siła zginająca znajduje się tuż poniżej granicy sprężystych odkształceń. Drut 3 jest w stanie, gdy siła gnąca przekroczyła początek stałych odkształceń i—jak widać—nastąpiło pewne załamanie, mniej więcej pośrodku drutu. Druty 4 i 5 są dalszymi stadiami zginania, zachodzącego w jednym i tym samym zapoczątkowanym miejscu. Doświadczenie to sugeruje, że w mi-

---

*) On the Upper Yield Point: its occurance in bending tests and its explanation by Carl Benedicks and Roman Skórski, wydane przez Szwedzką Akademię Umiejętności w Sztokholmie (K. Svenska Vetenskapsakademien 1947). Praca powyższa, wykonana wspólnie z prof. C. Benedicksem, była tematem mego odczytu, wygłoszonego na zjeździe członków Metallografförbundent w dniu 30 maja 1947 r. w Sztokholmie. Po odczycie tym wywiązała się dyskusja, w której brali m. in. udział: prof. Mott (Bristol, Anglia), prof. Hultgren (Sztokholm), prof. Benedicks (Sztokholm) i inż. Ringström (Sztokholm). W niniejszym skróconym tłumaczeniu odczytu na język polski podaję również niektóre wnioski z owej dyskusji.

**) Jernk. Annaler 1942.



Rys. 2
Ręczne zginanie drutu Nr 1 z lekkim zgniotem. Krzywizna drutów ciągła.

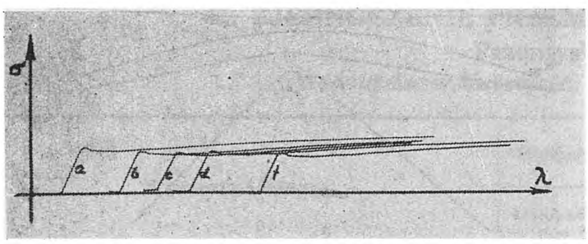
krostrukturze drutu istnieje jakiś szkielet, który można by zniszczyć mechanicznie, np. przez nawinięcie drutu na drewniany wałek 2 cm średnicy i następnie wyprostowanie go. Taki zabieg został wykonany i rys. 2 przedstawia zginanie drutu ze skruszonym w ten sposób szkieletem w 5 stadiach. Nie ma tu tej, co poprzednio (rys. 1), wysokiej granicy sprężystych odkształceń; zginany drut zachowuje w tym przypadku przez cały czas ciągłą krzywiznę, jak gdyby był z jednorodnego materiału, np. z miedzi.

B. Próby zginania w mikromaszynie Chevenarda. Celem otrzymania dokładnego obrazu tego zjawiska przeprowadzono próby zginania w mikromaszynie Chevenarda następujących materiałów:

TABLICA I
Stale, użyte do doświadczeń

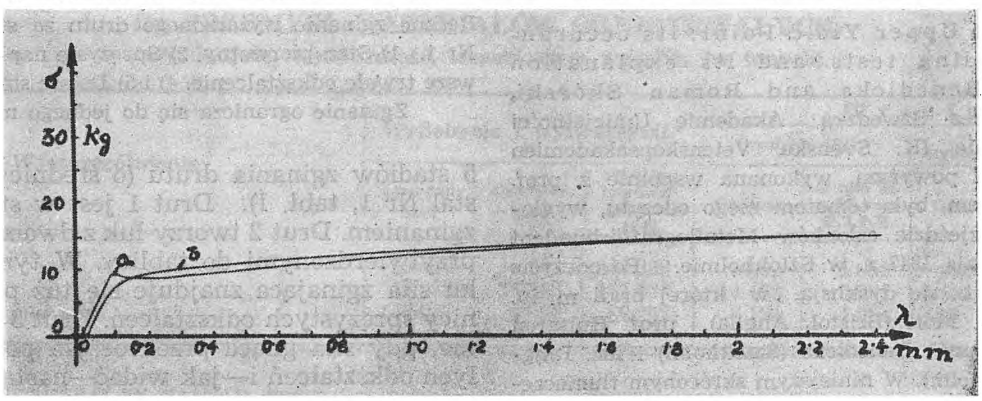
Nr	Postać	Średnica lub grubość w mm	Skład chemiczny w %					
			C	Si	Mn	P	S	Cr
1	Drut	1,75	0,035	0,02	0,34	0,040	0,045	–
2	Drut	2,00	1,2	0,24	0,27	–	–	0,09
3	Blacha	0,70	0,040	0,02	0,30	0,019	0,044	–
4	Blacha	2,00	0,045	0,02	0,33	0,015	0,031	–

Krzywe wytrzymałości na zginanie tych materiałów zdejmowano z automatyczną rejestracją na papierze fotograficznym.



Rys. 3
Wykresy zginania drutu Nr 1. Odtwarzalność.

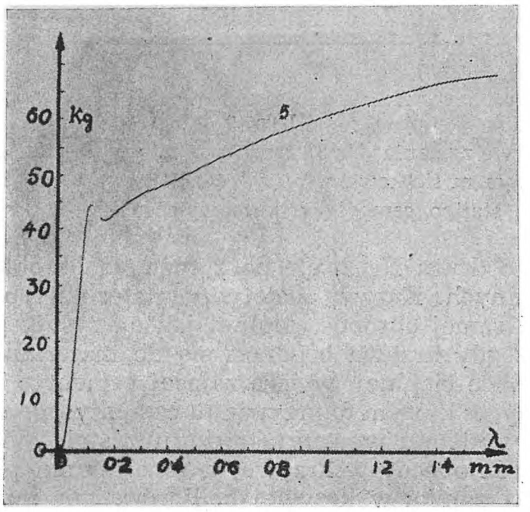
C. Badanie drutu Nr 1. 1) Odtwarzalność; występowanie górnego punktu płynności. Rys. 3 przedstawia 5 krzywych zginania drutu ze stali miękkiej (Nr 1). Rzędne są obciążeniem, odcięte zaś — odkształceniem. Wszystkie krzywe są prawie jednakowe (dobra odtwarzalność przyrządu), z dobrze zaznaczonym górnym punktem płynności. Jasne jest, że punkt ten występuje przy zginaniu. Rys. 4 przedstawia 2 różne krzywe zginania drutu Nr 1. Krzywa **a** jest dla drutu w stanie pierwotnym, z zachowanym szkieletem. Krzywa **b** — dla tego samego drutu, lecz ze zniszczonym szkieletem wewnątrz jego struktury, w sposób, podany wyżej. Różnica między krzywą **a** i **b** jest b. charakterystyczna: w krzywej **b** nie ma nawet najmniejszej oznaki górnego punktu płynności. Należy teraz porównać jak wielka zgodność zachodzi między krzywą **a** a ręcznym zginaniem drutu, przedstawionym na rys. 1 i między krzy-



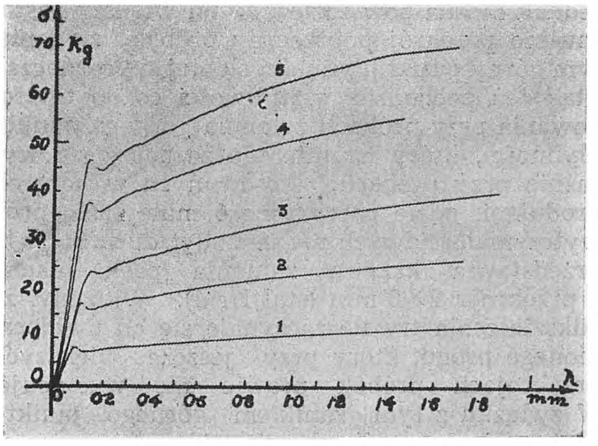
Rys. 4
Wykres zginania stali Nr 1. Stal wyżarzona ma górny punkt płynności. Krzywa **a** — stal z lekkim zgniotem. Krzywa **b** — nie ma górnego punktu płynności.

wą **b** a przebiegiem zginania wg rys. 2, gdzie szkielet wewnętrzny jest pokruszony.

2) Użycie kilku drutów równolegle. Poprzednio rejestrowane krzywe dotyczyły zginania pojedyńczego drutu. Jego opór przeciw zginaniu jest raczej mały, dlatego też celem zwiększenia tego oporu użyto do zginania równocześnie większej ilości drutów, ułożonych równolegle do siebie. W przyrządzie, używanym do prób, było miejsce na 5 próbek (drut o średnicy 1,75 mm), ułożonych równolegle na 2 podporach, o odstępie 10 mm, gdzie ostrze gnące działa w środku między podporami. Rys. 5 przedstawia krzywą zginania 5 drutów. Widzimy tu, że górny punkt płynności jest ok. 5 razy wyższy niż w przypadku jednego drutu (rys. 3 i 4). Na rys. 6 mamy 5 krzywych zginania wg numeracji krzywych 1, 2, 3, 4 i 5 drutów równocześnie. Wstępna obróbka cieplna drutu, użytego do prób, nie była znana, poddano go więc żarzeniu w próżni przy różnych warunkach.



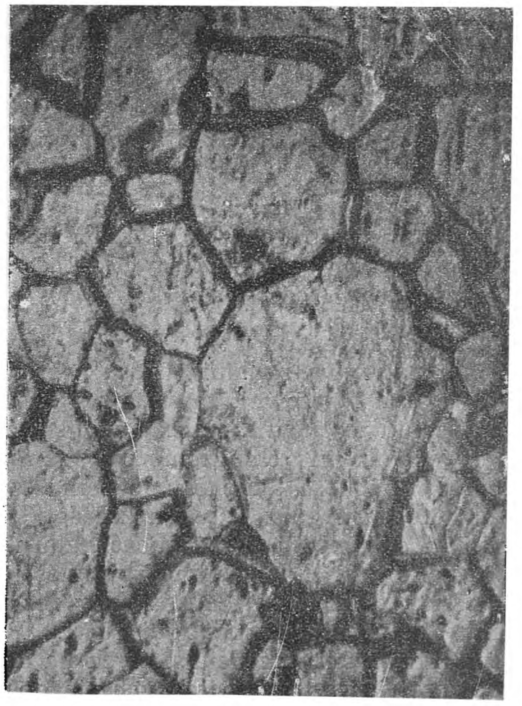
Rys. 5.
Wykres dla 5 drutów Nr 1, zginanych równocześnie. Górny punkt płynności dobrze zaznaczony.



Rys. 6
Wykresy, otrzymane dla zginania 1, 2, 3, 4, 5 drutów Nr 1 razem.

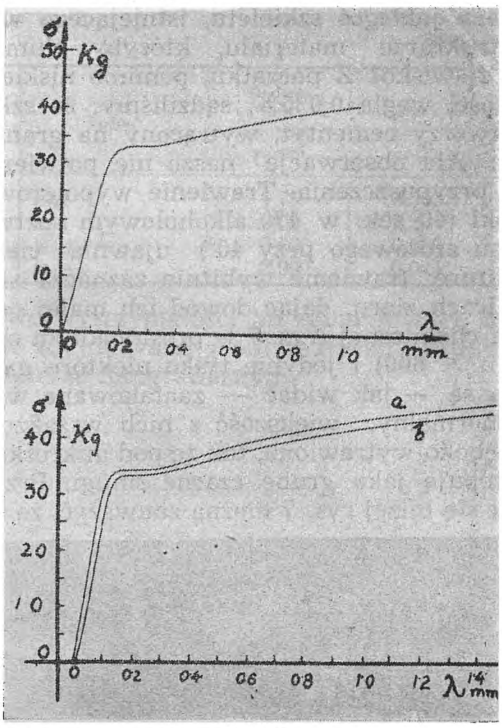
Atoli nie zauważono większych zmian po następujących obróbkach cieplnych: a) żarzenie przy 970° w ciągu 1 godz. z powolnym chłodzeniem; b) nagrzewanie do 970° z następnym chłodzeniem w ciągu 4 godz. do 740° i dalszym powolnym chłodzeniem do 500°; c) żarzenie przy 750 — 770° w ciągu 6 godz. z następnym dowolnym chłodzeniem; wreszcie d) żarzenie przy 750—770° w ciągu 12 godz. z następnym powolnym chłodzeniem. Natomiast ogrzewanie przy 1300° w ciągu 1 godz., w atmosferze redukującej w obecności CO, spowodowało zanik górnego punktu płynności drutu.

3) Badanie mikroskopowe. Po opisanych wyżej próbach zginania i stwierdzeniu występowania górnego punktu płynności powstało pytanie, czym należy tłumaczyć występowanie tego punktu i czy badania metalograficzne nie wykażą jakiegoś szkieletu, istniejącego w mikrostrukturze materiału, którySby tłumaczył owo zjawisko? Z początku, pomimo niskiej zawartości węgla 0,035%, sądziliśmy, że szkielet ten tworzy cementyt, wytrącony na granicach ziarn. Ale obserwacje nasze nie potwierdziły tego przypuszczenia. Trawienie wypolerowanej próbki (40 sek. w 4% alkoholowym roztworze kwasu azotowego przy 40°) ujawnia ciekawą strukturę: trawienie wybitnie zaznacza się na granicach ziarn, dając dowód ich małej odporności chemicznej (rys. 7 w prostopadłym oświetleniu × 800) i jedynie tylko niektóre granice ziarn są — jak widać — zaatakowane w sposób normalny, większość z nich wszakże jest b. głęboko wytrawiona, tak że pod mikroskopem występują jako grube czarne smugi. Przyglądając się bliżej rys. 7 można zauważyć, że wiele



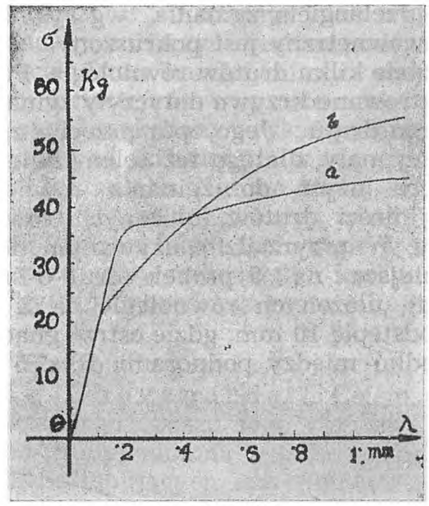
Rys. 7
Granice ziarn (Nr 1) głęboko trawione. W nich widoczne jasne warstewki (x 800).

ze wspomnianych wyżej czarnych smug ma w środku jasną warstewkę. Warstewki te tłumaczą charakterystyczny przebieg procesu trawienia jako wynik lokalnego, elektrolitycznego działania ich w charakterze katod. Nasuwa się pytanie, co za substancja występuje na granicach ziarn, tworząc szkielet całej masy? Cementyt jest nieprawdopodobny. Sądząc ze znacznej ilości niemetalicznych wtrąceń, materiał nasz zawiera raczej dużo tlenu, koncentracja tlenu na granicach ziarn nie może być więc wyłączona. Wydaje się zatem racjonalne, że na granicach ziarn mamy do czynienia z twardymi tlenkami MnO i FeO, tym bardziej, że efekt szkieletu można usunąć przez ogrzewanie próbki w atmosferze redukującej, gdzie MnO i FeO ulegają redukcji (porówn. doświadczenia z różnymi obróbkami cieplnymi).



Rys. 8
Wykres zginania stali Nr 3 (1,2% C, 2 mm średnicy); **a** — górny punkt płynności widoczny; **b** — dobra odtwarzalność (podobieństwo krzywych).

D. B a d a n i e d r u t u N r 2. Rys. 8 przedstawia krzywą zginania drutu o średnicy 2 mm, ze stali węglowej, zawierającej 1,2% C po wyżarzeniu w ciągu 2 godz. przy 740°, z następnym powolnym chłodzeniem w zamkniętym piecu. Szybkość takiego chłodzenia wynosiła ok. 40° na 1 godz. Celem zabiegu było otrzymanie cementytu na granicach ziarn (cementyt siatkowy). Górny punkt płynności jest tu widoczny, choć mniej zaznaczony niż przy zginaniu drutu ze stali miękkiej Nr 1. Podobieństwo krzywych, przedstawionych na dolnej i górnej części rys. 8, odnoszących się do tego samego materiału, świadczy o precyzyjności maszyny, użytej do badań wytrzymałościowych. Rys. 9 daje nam porównanie zginania tego sa-



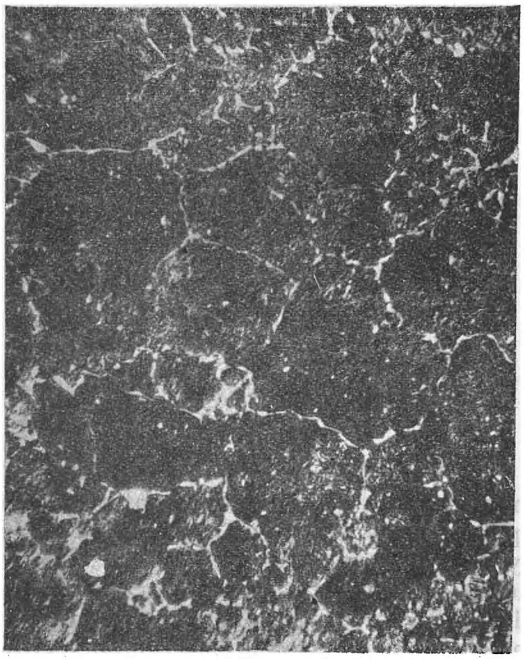
Rys. 9
Krzywe zginania (Nr 3). Krzywa **a** należy do stali z cementynem siatkowym (p. rys. 10). Krzywa **b** należy do stali o cementycie kulkowym (p. rys. 11).

mego drutu Nr 2, ale po 2 różnych obróbkach cieplnych. Krzywa **a** dotyczy materiału po takiej samej obróbce cieplnej jak na rys. 8, podczas gdy krzywa **b** odnosi się do materiału po obróbce cieplnej, wytwarzającej cementyt kulkowy, w którym to przypadku cementyt nie tworzy szkieletu wewnątrz struktury stali. Widzimy, że obecny w krzywej **a** górny punkt płynności zanika w krzywej **b.** Porównanie mikrostruktury materiału, odpowiadającego zarówno krzywej **a** (rys. 10) jak i krzywej **b** (rys. 11), tłumaczy dlaczego w pierwszym przypadku mamy do czynienia z górnym punktem płynności, a w drugim nie. W pierwszym cementyt siatkowy tworzy twardy szkielet w całej masie, w drugim zaś cementyt kulkowy takiego szkieletu nie tworzy.

E. B a d a n i e b l a c h N r 3 i 4. Przeprowadzono zginanie próbek o przekroju prostokątnym, sporządzonych z blach o grubości 0,75 mm Nr 3 i o grubości 2 mm Nr 4. Zginanie blachy Nr 3 nie wnosi niczego nowego, ogólnie jednak można powiedzieć, że im większy zastosowano przekrój poprzeczny próbek zginania, tym górny punkt płynności słabiej się zaznaczał. Stąd też pochodziły wątpliwości co do występowania przy próbach zginania górnego punktu płynności, który istotnie nie zaznacza się wyraźnie przy próbach, stosowanych w kontroli produkcji, gdzie precyzyjność maszyn do prób wytrzymałościowych nie jest zbyt duża. Rys. 12 przedstawia krzywą zginania paska blachy o przekroju 2×8 mm (stal Nr 4). Widzimy, że odkształcenia trwałe zaczynają się od uwidocznionego progu, który przy jeszcze większych przekrojach próbek prawie nie występuje. W związku z tym zanikiem górnego punktu płynności przy próbach zginania w miarę wzrostu przekroju próbek, inż. Ringström postawił po odczycie mym pytanie: czym należy tłumaczyć to zjawisko? Odpowiedź moja brzmiała na-

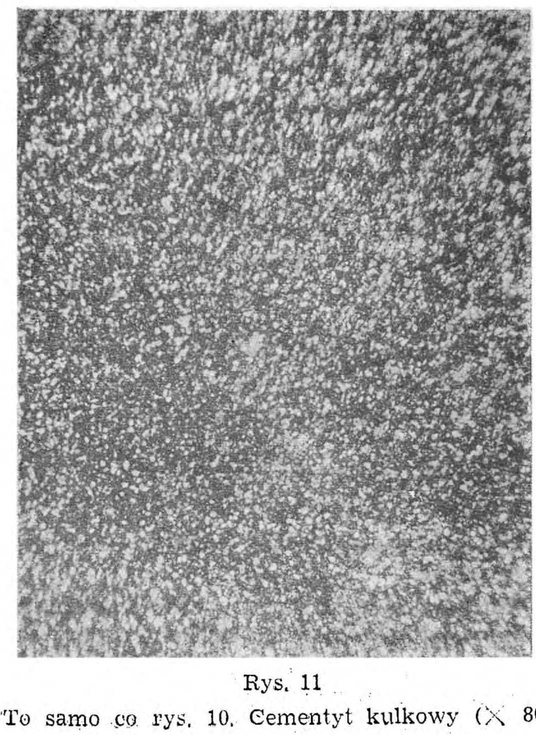
stępująco: Przy zginaniu materiału mamy do czynienia z rozciąganiem i ściskaniem. Szkielet, występujący na granicach ziarn, złożony jest z b. twardych substancji, które są wytrzymalsze na ściskanie niż na rozciąganie. Przy zginaniu próbek o małych przekrojach szkielet pęka niemal równocześnie w warstwie rozciąganej i ściskanej, wskutek czego na wykresie próby zginania dla małych próbek otrzymujemy wyraźny przeskok. Przy dużych przekrojach próbek przekrój warstwy rozciąganej jest — z powodu przesunięcia się warstwy obojętnej — mniejszy od warstwy ściskanej i szkielet w warstwie rozciąganej pęka wcześniej niż w warstwie ściskanej, tak że nie ma nagłego przeskoku od odkształceń sprężystych do odkształceń trwałych i wyraźna granica między nimi przy próbach na zginanie zatraca się. Z dalszych pytań podczas tej dyskusji zasługuje na uwagę pytanie prof. Motta: czy — zdaniem naszym — istnieją jakieś inne materiały, które mają górny punkt płynności, a które nie posiadają w swej mikrostrukturze szkieletu, występującego na granicach ziarn? W odpowiedzi swej powołałem się na zjawisko, obserwowane w pojedyńczych kryształach, posiadających również pewien górny punkt płynności, który wszakże jest tak mały, że dla wykrycia go potrzeba b. czułych przyrządów. W pojedyńczych kryształach opór przeciw trwałym odkształceniom można porównać do siły tarcia ciała w stanie spoczynku, która jest większa niż gdy ciało znajduje się w ruchu. Mamy tu zatem do czynienia z przesunięciem się atomów w danej płaszczyźnie siatki przestrzennej. Natomiast w materiałach, spotykanych w praktyce, dominującą rolę — jeśli chodzi o górny punkt płynności — odgrywa szkielet twardych substancyj, występujących na granicach ziarn.

Wzmacniające działanie szkieletu było dotąd w metalografii raczej zaniedbywane, my jednak przywiązujemy do niego pewną wagę, może ono bowiem mieć duże znaczenie, zwłaszcza w przygotowaniu stopów i ich obróbce cieplnej, gdzie wysoka granica sprężystych odkształceń jest pożądana.



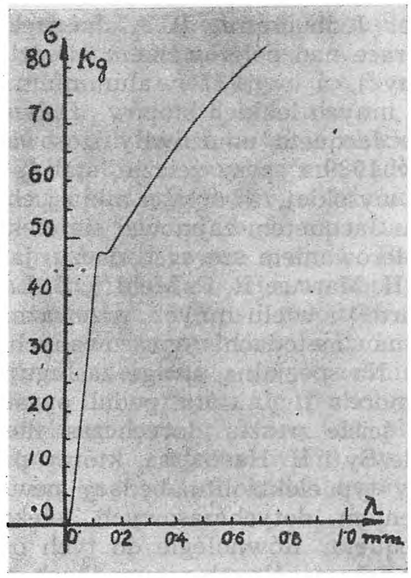
Rys. 10

Stal Nr 3. Trawiona w 2% alkoholowym roztworze $FeCl_3$ (× 800). Widoczny szkielet cementytu, występującego na granicach ziarn.



Rys. 11

To samo co rys. 10. Cementyt kulkowy (× 800).



Rys. 12

Krzywa zginania stali Nr 4. Pasek o przekroju 2×8 mm. Granica sprężystych odkształceń uwidoczniona jako próg na krzywej.

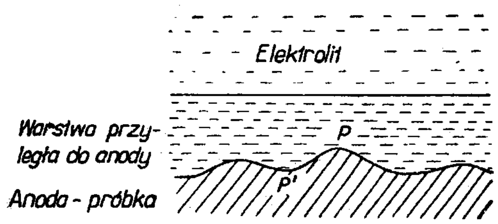
Inż. JERZY PIASKOWSKI
Instytut Badawczy Odlewnictwa

O elektrolitycznym polerowaniu zgładów metali

Elektrolityczna metoda przygotowania zgładów metali do badań mikrostruktury lub niektórych własności fizycznych znajduje coraz większe zastosowanie zagranicą i dlatego należałoby ją wprowadzić i w Polsce.

Po raz pierwszy zastosowali ją w 1929 r. P. A. Jacquet i H. Figour w odniesieniu do niklu. Dalsze lata przyniosły szereg badań w tej dziedzinie, obejmujących coraz szerszy zakres stopów. W 1935 r. rozpoczęto szersze badania w laboratorium elektrochemii w Ecole Pratique des Hautes Etudes, pod kierownictwem prof. Ch. Marie. Jednocześnie P. A. Jacquet ogłosił kolejno prace nad polerowaniem miedzi [1]), ołowiu i cyny [2]), a w 1937 r. aluminium [3]) oraz w 1938 r. innych lekkich stopów. Dalsze badania P. A. Jacqueta umożliwiły stosowanie tej metody w 1939 r. przy żelazie, stali [4]) tudzież stopach o wysokiej zawartości niklu i chromu [5]). Poza P. A. Jacquetem zajmował się elektrolitycznym polerowaniem szereg badaczy, jak G. E. Pellisier, H. Marcus, R. F. Mehl [6]), P. Lacombe, L. Beaujard [7]) i wielu innych, przeważnie opierając się na metodach, opracowanych przez Jacqueta. Na specjalną uwagę zasługują prace W. C. Elmore'a [8]), [9]), który podał opracowanie zjawiska, ściśle zresztą dotychczas nieujętego oraz A. de Sy i H. Haemersa, którzy przedstawili nowy typ elektrolitu, będący pewnym udoskonaleniem dotychczasowych elektrolitów P. A. Jacqueta. Równolegle do tych osiągnięć zaczęto w poszczególnych przypadkach stosować elektrolityczne polerowanie w przemyśle. I tak w 1934 r. powstały metody polerowania aluminium: „Alzac" (metoda Aluminium Co. of America) i „Brytal" (British Aluminium Co., Ltd.). W 1935 r. opatentowano elektrolityczne polerowanie niklu w kwasie siarkowym, wygodniejszym w użyciu od mieszanin kwasu nadchlorowego i octowego, podanych przez P. A. Jacqueta. W następnym roku S. J. Blaut i H. M. Lang (USA) zastosowali [10]) tę metodę do badań stali nierdzewnych. W dalszych latach prowadzono badania w Battelle Memorial Institute, prace zaś nad zastosowaniem w przemyśle wykonywano w Hispano—Suiza Company. W artykule [11]) na temat elektrolitycznego polerowania metali, pisanym w październiku 1947 r., P. A. Jacquet cytuje 161 prac w tej dziedzinie.

Zasada elektrolitycznego polerowania. Elektrolityczne polerowanie powierzchni metali polega na umieszczeniu próbki (w elektrolicie) jako anody, przy użyciu określonego prądu elektrycznego. Zgład, po wstępnym przygotowaniu na papierach (np. do Nr 0 lub jeszcze drobniejszych), uzyskuje podczas rozpuszczania coraz gładszą i bardziej błyszczącą powierzchnię. Zjawisko to nie jest dotąd dokładnie wyjaśnione. Starsza teoria [12]) P. A. Jacqueta opierała się na oporze elektrolitu, a ściślej — warstwy, przyległej do rozpuszczającej się anody (rys. 1).



Rys. 1

W miejscach P, odpowiadających wzniesieniom na polerowanej powierzchni, grubość tej warstwy jest mniejsza, a stąd opór elektrolitu mniejszy i większe ilości prądu przepływają, powodując szybsze rozpuszczanie niż przy wgłębieniach P'. Stąd istnieje dążenie do wyrównania powierzchni. W. C. Elmore, wykazał jednak na podstawie badań nad miedzią [13]), że nie opór elektryczny, lecz szybkość dyfuzji cząstek rozpuszczającej się anody przez elektrolit gra podstawową rolę.

Ogólnie biorąc, podczas elektrolitycznego polerowania powinny być spełnione następujące warunki:

1) Różnica w szybkościach rozpuszczania pomiędzy „wzniesieniami" a „wgłębieniami" polerowanej powierzchni ma być większa od wartości, określającej pożądaną gładkość powierzchni. W tym celu musi powstać pewna warstwa, opisana przez P. A. Jacqueta, przylegająca do anody. Grubość tej warstwy nie powinna być zbyt duża w stosunku do nierówności powierzchni.

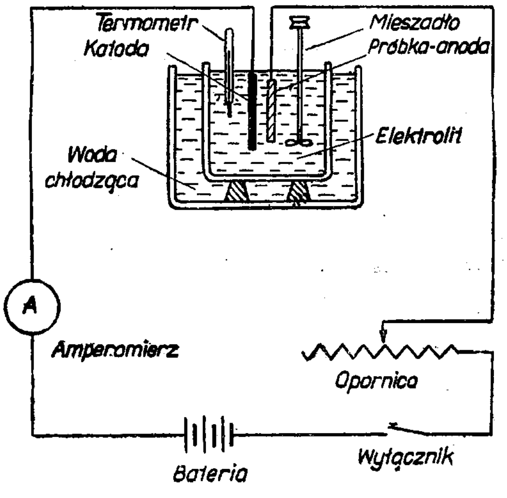
2) Opóźniające działanie tej warstwy może być spowodowane przez trudności w dyfuzji anionów i obniżone przewodnictwo, wskutek obecności substancji o wyższej lepkości i trudno dysocjujących związków.

3) Produkty elektrolizy powinny być rozpuszczalne.

4) Różne składniki strukturalne w stopach będą zachowywały się różnie, dając relief, a więc nienależycie gładką powierzchnię. Różnice te winny być w miarę możności zredukowane. Niekiedy zresztą otrzymuje się w ten sposób odrazu wytrawioną po-

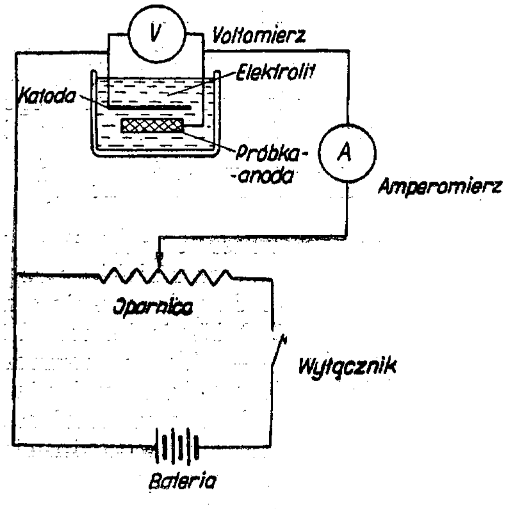
wierzchnię z uwidocznieniem struktury. Można tu stosować dalsze trawienie chemiczne lub elektrolityczne i wtedy czynnik ten nie jest tak ważny.

5) Obecnie w większości przypadków używa się anionów o dużej objętości, a małym ładunku, jak Cl O'$_4$, CH_3COO', $H_2PO'_4$ (?). Ponieważ i inne aniony znalazły również niejakie zastosowanie, wydają się celowe poszukiwania nowych roztworów, gdyż obecnie podawane mają na ogół pewne wady.



Rys. 2

Opis metody. Rys. 2 przedstawia wg P. A. Jacqueta [14]) schemat połączeń, jakiego można używać przy polerowaniu aluminium i lekkich stopów, cyny, ołowiu, niklu i żelaza w elektrolicie, zawierającym kwas nadchlorowy i octowy. Jest to proste połączenie szeregowe. Napięcie

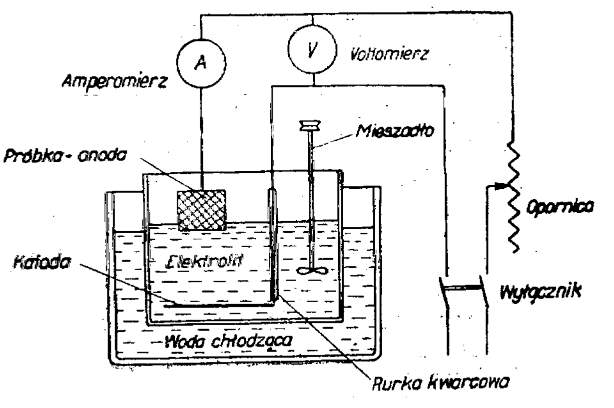


Rys. 3

źródła prądu wynosi minimum 25 V dla cyny; dla innych metali pożądane jest stosowanie wyższych napięć 80 — 120 V. Można tu stosować również prądy prostowane.

Rys. 3 przedstawia [14]) inne połączenie, potencjometryczne, stosowane dla miedzi i stopów kobaltu, cynku, wolframu i żelaza (tylko w elektrolicie, zawierającym kwas ortofosforowy). Napięcie wynosi 12 V, co łatwo uzyskać z baterii. Wielkość oporu, włączonego w potencjometr, wynosi ok. 20 omów dla miedzi i 4 omy dla cynku. Załączony w szereg amperomierz wykazuje zależność natężenia (gęstości) prądu od napięcia. Kształt i wielkość naczynia do elektrolizy zależy od tych cech przygotowywanych próbek. Dalej podano parę przykładów naczyń, używanych przy różnych metalach (rys. 4 — 6).

Ogólnie, dla małych próbek wystarczy 300 — 500 cm^3 elektrolitu. Należy tu zaznaczyć, że w elektrolicie, zawierającym kwas nadchlorowy i octowy, zachodzi ogrzewanie i że należy stosować tu chłodzenie, a także niekiedy i mieszanie elektrolitu za pomocą mieszadła. W tym celu stosuje się bądź podwójne ścianki naczynia (może być ono szklane), bądź wstawia się poprostu do drugiego naczynia z wodą. Przy polerowaniu miedzi i żelaza nie występuje zbytnie podgrzewanie elektrolitu i chłodzenie jest zbyteczne. Anodę stanowi zawsze badana próbka, przy czym polerowaną powierzchnię ustawia się pionowo lub poziomo, ale równolegle do znacznie większej katody, którą jest płytka miedziana (przy kwasie fosforowym), ew. żelazo lub aluminium (w kwasach nadchlorowym i octowym).



Rys. 4

Przy metodzie A. de Sy i H. Haemersa [15]) używa się płytki ze stali nierdzewnej 18/8 (rys. 4). Temperatura elektrolitu nie powinna na ogół przekraczać 35 °C, przy stopach zaś wymagających dużych gęstości prądów (Inconel), może sięgać 50 °C. W zastosowaniu przemysłowym

temperatura elektrolitu może sięgać jeszcze wyżej. Temperaturę odczytuje się na termometrze, umieszczonym za katodą. Gęstość prądu, której miarą jest stosunek natężenia prądu do powierzchni próbki-anody, umieszczonej w elektrolicie, jest jednym z najważniejszych czynników. Wielkość ta jest dosyć różna. Starsza metoda P. A. Jacqueta posługuje się słabymi prądami, rzędu 0,04 — 0,3 A/cm², przy czym czas polerowania waha się od 5 do 20 min., zależnie od metalu. Metoda A. de Sy i H. Haemersa używa dużo silniejszych prądów 0,6—7,5 A/cm², przy napięciu ponad 110 V, zwłaszcza przy większych powierzchniach próbki. Wg P. A. Jacqueta optymalną gęstość prądu określa odcinek krzywej zależności gęstości prądu od napięcia, w którym gęstość pozostaje mniej więcej stała i niezależna. Niektórzy badacze jednak kwestionują istnienie takiego odcinka we wszystkich przypadkach; gęstości prądu, stosowane przez A. de Sy i H. Haemersa, są, jak wspomniano, dużo wyższe. O ile na rozpuszczanie (a więc polerowanie) ma główny wpływ gęstość prądu, to napięcie między elektrodami zależy od oporu, a więc od rodzaju elektrolitu i gęstości prądu, jaki ma przepływać przez anodę. Jako elektrolity najszersze zastosowanie znalazły roztwory kwasu nadchlorowego oraz ortofosforowego. P. A. Jacquet używał różnych roztworów kwasu nadchlorowego i bezwodnego kwasu octowego w różnych stosunkach. Oba te kwasy sprawiają jednak pewne trudności: kwas nadchlorowy jest kwasem wybuchowym, szczególnie w zetknięciu z substancjami organicznymi i związkami bizmutu, kwas octowy zaś paruje, wydając ostrą i niemiłą woń. Aby usunąć tę ostatnią wadę A. de Sy i H. Haemers wprowadzili na miejsce kwasu octowego alkohol etylowy. Elektrolit w tej ostatniej metodzie składa się z 1 części $HClO_4$ i 4 części C_2H_5OH (z dodatkiem 3% eteru). H. C. J. de Decker, A. P. Krijft i J. M. Pluut [16]) nie zauważyli wpływu tego dodatku eteru i używali przy badaniach nad polerowaniem stali — cynku i ołowiu oraz różnych ich stopów, czystej mieszaniny kwasu nadchlorowego (1 część) i alkoholu etylowego (4 części).

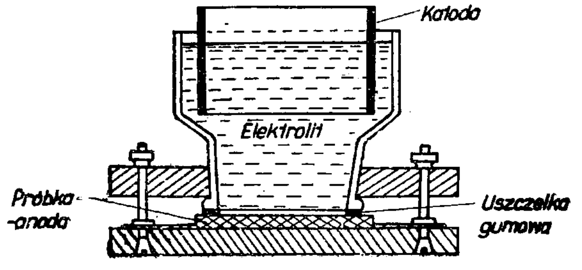
Roztworów alkoholowych kwasu ortofosforowego używa się przy stali, miedzi i brązach oraz przy magnezie. Poza wymienionymi wyżej, typowymi elektrolitami, niektórzy badacze podają inne, używane w nieco węższym zakresie, np. Battelle Memorial Institute podaje [17]) skład elektrolitu dla aluminium (wagowo):

kwas arsenowy	25%
kwas siarkowy	15%
kwas ortofosforowy	35%
kwas chromowy	10%
woda	15%

Należy tu jeszcze zaznaczyć, że używając świeżo przyrządzonego elektrolitu należy wprowadzić do roztworów pewną ilość jonów metalu przez normalną, krótkotrwałą elektrolizę.

Elektrolityczne polerowanie metali. 1) Żelazo i stal:

a) W. C. Elmore (1937 r.) zastosował [18]) wodny roztwór kwasu ortofosforowego o gęstości 1,31 — 1,32, posługując się naczyniem jak wskazuje rys. 5.



Rys. 5

b) P. A. Jacquet i P. Rocquet stosowali [4]) następująco przyrządzony elektrolit: do 185 cm³ kwasu nadchlorowego, w naczyniu chłodzonym z zewnątrz, dodaje się 765 cm³ bezwodnego kwasu octowego. Po całkowitym ostudzeniu dodaje się 50 cm³ wody i odstawia roztwór na co najmniej 24 godz. Jeśli roztwór nie daje dobrych rezultatów, wskazane jest wprowadzenie jeszcze niewielkich ilości wody (1%). Napięcie: minimum 50 V; gęstość prądu: 0,035—0,07 A/cm²; temperatura: max 35°C; katoda: aluminium. Dla stali nierdzewnych (lub krzemowych 3% Si) używa się wyższych gęstości prądu 0,15 — 0,20 A/cm², a czasem specjalnego elektrolitu, zawierającego 333 cm³ kwasu nadchlorowego o gęstości 1,61 i 666 cm³ bezwodnego kwasu octowego i gęstości prądu 0,06 A/cm² (a 0,05 A/cm² dla stali krzemowej).

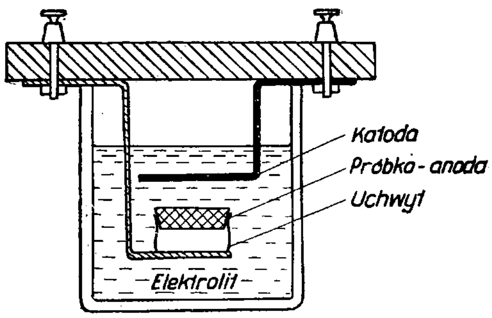
c) A. de Sy i H. Haemers używali [15]) podanego wyżej roztworu kwasu nadchlorowego i alkoholu etylowego do polerowania stali węglowych do 0,5% C. Napięcie: ponad 110 V; gęstość prądu: 2—4 A/cm²; temperatura: max 35° C; katoda: płytka ze stali nierdzewnej 18/8. Przy stalach o wyższej zawartości węgla oraz stopowych (m. in. stal nierdzewna 18/8) stosowano w podobnych warunkach większe gęstości prądu 4—5 A/cm². Metodą tą posługiwali się H. C. J. de Decker, A. P. Krijft i J. M. Pluut [16]).

2) Miedź i stopy. Miedź poleruje się stosunkowo łatwo:

a) P. A. Jacquet używał[1]) w roztworze 500 g/l kwasu ortofosforowego, lecz obecnie podaje się większą ilość 900 g/l, a nawet 1000 g/l, gdy miedź zawiera wtrącenia nierozpuszczalne, np. tlenki. Napięcie między elektrodami: 2V; gęstość prądu: ok. 0,06 A/cm²; katoda: płytka z miedzi elektrolitycznej. Metody tej używali też T. H. Schofield i F. W. Cuckow.[19])

b) J. L. Rodda podaje[20]) roztwór wodny 200 g/l $Cr\ O_3$, przy gęstości prądu 0,15 A/cm² i 0,78 A/cm². Brązy fosforowe i krzemowe poleruje się w elektrolicie, zawierającym 1 część stężonego kwasu azotowego i 2 części absolutnego alkoholu metylowego. Napięcie: 40 — 50 V; katoda: stal nierdzewna.

W Massachusetts Institute of Technology przeprowadzono[21]) badania nad wydzielaniem faz w stopach miedzi z kobaltem (3,2%) i żelazem (2,4%), używając przy elektrolitycznym polerowaniu zgładów roztworu kwasu ortofosforowego jak przy miedzi, o gęstości 1,35, przy napięciu między elektrodami 2 V i gęstości prądu 0,07 A/cm².



Rys. 6

Rys. 6 przedstawia naczynie, używane przez H. Lowery i współpracowników do elektrolitycznego polerowania próbek miedzi.

3) Aluminium i stopy.

a) Warunki polerowania aluminium ogłosił P. A. Jacquet[3]) w 1937 r. Elektrolit przyrządzono w następujący sposób: stężony kwas nadchlorowy o gęstości 1,61 (55° Be) doprowadza się do gęstości 1,479 (przy 20° C), dodając w przybliżeniu do 445 cm³ kwasu nadchlorowego 114 cm³ wody. Do 110 cm³ takiego roztworu wprowadza się 400 cm³ bezwodnego kwasu octowego. Kolbka, w której miesza się oba kwasy, chłodzona jest w wodzie bieżącej. Do roztworu tego należy wprowadzić pewną ilość jonów aluminium (2—3 g/l) i wtedy dopiero nadaje się on do użytku. Gęstość prądu wynosi 0,04 — 0,08 A/cm², a temperaturę utrzymuje się w granicach 18—25° C.

Podobnego elektrolitu (345 cm³ kwasu nadchlorowego o gęstości 1,55 i 655 cm³ bezw. kwasu octowego) używali P. Lacombe i L. Beaujard przy polerowaniu czystego aluminium. Napięcie wynosiło 22—25 V, gęstość zaś prądu 0,008 — 0,025 A/cm² (połączenie potencjometryczne).

b) Aluminium, jak również stopy można polerować opisaną już wyżej metodą A. de Sy i H. Haemersa. Badali oni szereg stopów aluminium, jak stop Y, duraluminium, antikorodal itd. Przy polerowaniu siluminów natrafiono na pewne trudności, gdyż miejsca o podwyższonej zawartości krzemu były silniej atakowane. Załączona tabl. I podaje[22]) niektóre wyniki tych badań.

TABLICA I

Elektrolityczne polerowanie stopów aluminium

Stop	Gęstość prądu w A/cm²	Czas polerowania w sek.	Uwagi
Al—Cu do 33% Cu	1 – 2	20 sek.	$CuAl_2$ ciemno zabarwiony
Al—Mn do 20% Mn	2 – 3		$MnAl_7$ słabo szare
Al—Ni do 30% Ni	1 – 2	20 sek.	
Al—Fe	3 – 4		$FeAl_3$ brązowe
Al—Ti	11,5	20 sek.	$TiAl_3$ łatwe do wyodrębnienia
Al—Mg do 15% Mg	1 – 2	10 sek.	
Al—Zn	1 – 2		Zn_3Al_2 łatwe do rozróżnienia

c) Przemysłowa metoda polerowania aluminium „Brytal" polega[23]) na dwustopniowej elektrolizie. Najpierw poddaje się próbkę działaniu kąpieli 15% Na_2CO_3 i Na_3PO_4 w 74 — 89° C, przy czym próbkę umieszcza się jako anodę, poddając działaniu prądu o gęstości 0,054 — 0,065 A/cm²; wielkość ta spada do 0,027 A/cm², gdy utworzy się warstwa w pobliżu anody. Napięcie wynosi 12—15 V, zaś pH kąpieli utrzymuje się ponad 10, dodając ewentualnie pewne ilości amoniaku lub hydroksyloaminy. Po 10—15 min. próbkę, o powierzchni, pokrytej warstewką tlenku, opłukuje się zimną wodą i poddaje dalszemu elektrolitycznemu polerowaniu w 25% roztworze $NaHSO_4$ przy 20 — 49° C, gęstości prądu 0,007 — 0,0086 A/cm² i napięciu 12 V. Po 20 — 30 min. powierzchnię opłukuje się w gorącej wodzie o temperaturze ok. 82 — 85° C, zanurza w 10% roztworze kwasu siarkowego i ponownie zmywa zimną i gorącą wodą.

d) Metoda „Alzac" opiera się również na podwójnej elektrolizie. Najpierw poleruje się próbkę w 2,5% roztworze kwasu fluorowodorowego, przy czym chłodząca wężownica z miedzi służy jednocześnie za katodę. Napięcie wynosi 15 — 30 V, gęstość prądu 0,0162—0,0324 A/cm², a temperatura 30° C. Po 5—10 min. próbkę przenosi się do elektrolitu (7% kwas siarkowy), gdzie przepływa prąd 0,013 A/cm² i płucze gorącą wodą.

e) Wymieniony już wyżej[17]) elektrolit — podany przez Battelle Memorial Institute.

4) Magnez. P. A. Jacquet używał[24]) w przypadku magnezu takiego elektrolitu, jak przy cynku, a mianowicie 375 cm³ kwasu ortofosforowego i 625 cm³ alkoholu etylowego. Napięcie wynosiło 1 — 3 V.

5) Cynk i stopy.

a) P. A. Jacquet podaje[14, 24]) tu elektrolit taki, jak przy magnezie.

b) I. L. Rodda[25]) stosował tu podobny elektrolit jak przy brązach, z dodatkiem 15 g/l Na_2SO_4.

c) R. W. Percel używał[26]) elektrolitu podobnego jak w metodzie A. de Sy i H. Haemersa. Skład elektrolitu był następujący:

kwas nadchlorowy 54 cm³
woda destylowana 156 cm³
alkohol etylowy (+3% eteru) 800 cm³.

d) Elektrolityczne polerowanie czystego cynku (99,99%) oraz stopów z miedzią, aluminium i ołowiem przeprowadzali H. C. J. de Decker, A. P. Krijft i J. M. Pluut, używając[16]) elektrolitu, opartego na metodzie A. de Sy i H. Haemersa; 1 części kwasu nadchlorowego i 4 części alkoholu etylowego, katoda ze stali nierdzewnej 18/8 umieszczona była o 7—8 cm poniżej powierzchni polerowanej. Przy cynku napięcie wynosiło 50 V, gęstość prądu 0,8 A/cm², temperatura 35° C. Czas polerowania 10 sek. Równie długo i przy takiejże temperaturze polerowano wymienione wyżej stopy, przy czym napięcie wahało się w granicach 20 — 60 V, a gęstość prądu dla niektórych stopów do 3 A/cm². Ponieważ uzyskana powierzchnia nie była czysta, próbki cynku trawiono przez 1 sek. w odczynniku Palmertona (200 g kwasu chromowego i 15 g siarczanu sodu w 1 l wody destylowanej) i 5 sek. w odczynniku Schramma (51 cm³ stężonego wodorotlenku potasu, 50 cm³ wody destylowanej, 20 cm³ stężonego azotanu miedzi, 25 g cjanku potasu i 2,5 cm³ stężonego kwasu cytrynowego). Podobnych metod używano przy przygotowaniu właściwych powierzchni stopów cynku.

6) Ołów.

a) P. A. Jacquet podaje[1]) następujące dane co do polerowania zgladów ołowiu: elektrolit zawiera 650—750 cm³ stężonego kwasu octowego i 350 — 250 cm³ kwasu nadchlorowego o gęstości 1,61. Przy gęstości prądu 0,2—0,25 A/cm² polerowanie trwa 5 min.

b) L. Koch i H. Stanau[27]) uzyskali dobre wyniki przy elektrolicie, zawierającym 105 cm³ kwasu nadchlorowego (o gęstości 1,67), 20 cm³ wody destylowanej i 385 cm³ bezw. kwasu octowego. Temperatura elektrolitu wynosiła 20—30° C, przy gęstości prądu 0,1 A/cm².

c) Polerowanie elektrolityczne ołowiu i stopów ołowiu z cyną, antymonem i kadmem przeprowadzali również H. C. J. de Decker, A. P. Krijft i J. M. Pluut, posługując się[26]) opisaną wyżej metodą, opartą na metodzie A. de Sy i H. Haemersa. W tym przypadku odległość polerowanej powierzchni od katody ze stali nierdzewnej 18/8 była znacznie mniejsza i wynosiła 3 cm. Napięcie wynosiło przy ołowiu 15 — 28 V, gęstość prądu 2—3 A/cm², temperatura do 35° C, a czas polerowania 10 sek. Przy wymienionych uprzednio stopach ołowiu napięcie wahało się od 12 V (przy Pb + 40% Sn) do 35 V (Pb + 2% Sn i 5% Sn oraz 33% Pb + 50% Sn + 17% Cd, lany), przy gęstości prądu 1,5 — 7,5 A/cm². Temperatura i czas polerowania (prócz stopu Pb + 1% Sn + 1% Sb, gdzie czas wynosi 40—60 sek.) — te same. Przy polerowaniu dłuższym niż 60 sek. zachodzi obawa przekroczenia 35° C.

7) Kadm. Elektrolityczne polerowanie kadmu opracowano dopiero w 1944 r.

a) J. Liger podaje[28]) skład elektrolitu: 120 g/l KCN, 20 g/l Cd $(OH)_2$; napięcie wynosi 4—5 V i gęstość 0,12 — 0,25 A/cm², przy temperaturach pokojowych.

b) R. W. K. Honeycombe używał[29]) roztworu 200 cm³ kwasu nadchlorowego (o gęstości 1,60) i 800 cm³ bezw. kwasu octowego o temperaturze 35 — 55° C. Przy napięciu 25 — 35 V i gęstości prądu 0,6—1,0 A/cm², czas polerowania wynosił poniżej 1 min.

8) Cyna i stopy.

a) P. A. Jacquet podaje[2]) dla cyny następujący elektrolit:

kwas nadchlorowy (gęstość 1,61)	194 cm³
bezw. kwas octowy	806 cm³

Najkorzystniejszy zakres temperatur mieści się w granicach od 15 do 22° C. Przy napięciu 25 — 40 V i gęstości prądu 0,10 — 0,15 A/cm², polerowanie trwa 5 — 10 min.

b) Taki sam elektrolit może być używany przy stopach cyny z antymonem (do 3% Sb), przy gęstości prądu 0,07—0,14 A/cm². Ponadto podaje się tu jeszcze nieco inną odmianę tego roztworu:

kwas nadchlorowy (gęstość 1,48)	200 cm³
bezw. kwas octowy	710 cm³
woda destylowana	90 cm³

Gęstość prądu wynosi 0,1—0,18 A/cm². Podobno w wypadku cyny wygodna metoda A. de Sy i H. Haemersa nie może być stosowana.

9) Inne metale i stopy. Poza wymienionymi metalami i stopami przeprowadzono szereg badań nad wieloma innymi, jak: nikiel, kobalt (w elektrolicie, złożonym z 2 części obj. alkoholu metylowego, 1 części obj. HNO_3, przy gęstości 0,8 — 1,6 A/cm², w czasie 5 — 10 sek.), stopy o wysokiej zawartości niklu, jak stop Monela, Inconel itp., wolfram, srebro i stopy itd. Ponieważ jednak mają one w naszych warunkach niewielkie znaczenie, wyniki nie będą tu omawiane.

Elektrolityczne a mechaniczne przygotowywanie zgładów.

Dotychczas prawie wyłącznie stosowane mechaniczne polerowanie zgładów metali ma szereg wad, zwłaszcza przy jednorodnych metalach o charakterze roztworu stałego (nikiel, stale nierdzewne), a przede wszystkim przy miękkich metalach (cyna, ołów, aluminium itd.). Powierzchnie często mają ryski pomimo długiego i żmudnego nieraz polerowania. Przy mieszaninach, zawierających wtrącenia miękkiej fazy (np. stal automatowa z ołowiem), następuje rozmazanie tego składnika na powierzchni polerowanej. Szczególnie wady polerowania mechanicznego występują przy miękkich niskotopliwych metalach, które ulegają zgniotowi i rekrystalizują. Przeprowadzone badania[16]) nad stopem cynku, zawierającym 1,6% Cu, wykazały przy szlifowaniu na papierze Nr 0, że powstają deformacje metalu. Po ½ min. sięgają one 0,03 mm, w pewnej warstwie zostaje przekroczona wartość krytyczna i następuje rekrystalizacja (głębokość 0,01 — 0,02 mm). Badania powierzchni za pomocą promieni Roentgena wykazały, że po 5 sek. powstają deformacje w siatce przestrzennej stopu Zn — Cu do głębokości 0,001 mm. Zresztą nawet w przypadku stopów żelaza z krzemem polerowanie mechaniczne powoduje zniekształcenie wyników, jak to wykazał W. C. Elmore na podstawie badań magnetycznych kryształów takiego stopu. Warstwy tej grubości zostają rozpuszczone podczas elektrolitycznego polerowania. Poza tym przy miękkich metalach może nastąpić czasem wgniatanie cząstek tlenku aluminium, używanego do polerowania, próbki zaś w stanie hartowanym mogą ulegać miejscowemu odpuszczaniu.

Omówione tu wady polerowania mechanicznego, znane z praktyki lub uwidocznione na podstawie specjalnych badań, są poważne i zwłaszcza przy metalach miękkich stawiają pewne zastrzeżenia co do wyników dotychczasowych badań nad tymi metalami.

Elektrolityczne polerowanie, trwające 5—20 min. przy metodach P. A. Jacqueta, a 10 sek. przy metodzie A. de Sy i H. Haemersa, znacznie skraca całkowity czas przygotowania zgładu, który wynosi w tym przypadku 3—15 min. Ponadto można tu przygotowywać bez trudności zarówno duże jak i małe (ok. 1 mm²) powierzchnie zgładu. Najważniejszą jednak zaletą jest rzeczywista struktura, wolna od uszkodzeń czy zmian wskutek rekrystalizacji i właśnie dzięki temu elektrolityczne polerowanie musi z czasem zastąpić mechaniczne. Ponadto widoczne są tu różne szczegóły strukturalne, których nie da się zaobserwować przy zgładach polerowanych mechanicznie, jak wtrącenia Al_2O_3 w rafinowanym aluminium (np. widoczne nierozpuszczalne wtrącenia w 99,998% Al[14]), siarki w b. czystej miedzi itd. Inne szczegóły, słabo widzialne (np. granice ziarn) lub nawet niewidzialne, można łatwo uwidocznić, stosując czułe metody trawienia (np. elektrolitycznego). Do tych ostatnich należą: segregacje składu chemicznego rzędu np. 0,02%, płaszczyzny poślizgu, deformacje wskutek wydłużeń cieplnych, najczęściej spotykana orientacja ziarn. Wysoka

gładkość powierzchni pozwala na stosowanie znacznych powiększeń. Wreszcie polerowanie elektrolityczne może podlegać ściślejszej kontroli i da się wprowadzić pewne określone normy, pozwalające na dokładniejsze porównania badań różnych laboratoriów.

Obok tych b. ważnych zalet polerowanie elektrolityczne ma pewne wady. Otóż kwas nadchlorowy, najczęściej stosowany, jest wybuchowy, wskutek czego istnieje dążność do używania jak najniższych stężeń tego kwasu w elektrolicie (do 4%). Również parujący kwas octowy jest niewygodny w użyciu. A de Sy i H. Haemers zastosowali alkohol etylowy. Poważniejsze trudności wywołują występujące niekiedy warstwy nalotowe na polerowanej powierzchni. Zjawisko to nie jest jeszcze dokładnie wyjaśnione; łączy się ono prawdopodobnie z polaryzacją w momencie wyłączania prądu i osiadaniem niektórych jonów na powierzchni. Dlatego czasem wyjmuje się próbki z elektrolitu i spłukuje wodą, nie wyłączając prądu. Wyszczególnione wyżej trudności są jednak do pokonania. Wydaje się, że zakres substancji, jakie mogą być stosowane w elektrolitach, jest większy i będzie można dobrać takie, które nie posiadają wymienionych wad. Dobranie odpowiednich warunków polerowania usunie również niedogodności, związane z występowaniem warstw nalotowych.

LITERATURA

1) P. A. Jaquet. Nature 135, 1935, str. 1076; Comptes Rendus, 201, 1935, str. 1473; Comptes Rendus, 202, 1936, str. 402; Bull. Soc. Chim. de France III, 5 ser., 1936, str. 705; Trans. Electrochem. Soc., 69, 1936, str. 629.

2) P. A. Jacquet. Bull. Soc. Chim. de France, loc cit.

3) P. A. Jacquet. Comptes Rendus, 205, 1937, str. 1252; Métaux et Corrosion, 13, 1938, str. 86.

4) P. A. Jacquet i P. Rocquet. Comptes Rendus, 1939, str. 1012; The Metallurgist, Suppl. to the Engineer, 1939, str. 39; Métaux et Corrosion, 14, 1939, str. 69.

5) P. A. Jacquet. Métaux et Corrosion, 19, 1939, str. 127.

6) G. E. Pellisier jr., H. Marcus i R. F. Mehl. Metal. Progress, 37, 1940, str. 55.

7) P. Lacombe i L. Beaujard. The Journal of the Institute of Metals, wrzesień 1947, str. 1.

8) W. C. Elmore. Physical Rev., 51, 1937, str. 982.

9) W. C. Elmore Physical Rev. 53, 1938, str. 757 i 933.

10) S. J. Blaut i H. M. Lang. Patent amerykański Nr. 2 145 518, 1939.

11) P. A. Jacquet. Sheet Metal Industries, Vol. 24, paźdz. 1947, Nr 246, str. 2015.

12) P. A. Jacquet. La Technique Moderne, 31, 1939, str. 561 i 596; Revue de Métallurgie, 35, 1938, str. 41, 116; ibid. 37, 1940, str. 210 i 244.

13) W. C. Elmore. J. Appl. Physics, 11, 1940 str. 797.

14) P. A. Jacquet. Revue de Métallurgie, 1940, str. 210 i 244.

15) A. de Sy i H. Haemers. Revue de Métallurgie, 1911, str. 122.

16) H. C. J. de Decker, A. P. Krijft i J. Pluut. Sheet Metal Industries, Vol. 24, listopad 1947, Nr 247, str. 2235.

17) Patent angielski Nr 550 175 i 550 176.

18) W. C. Elmore. J. Appl. Physics, 10, 1939, str. 724.

19) T. H. Schofield i F. W. Cuckow. The Journal of the Institute of Metals, luty 1947, str. 377.

20) J. L. Rodda. Mining and Metallurgy, 2, 1943, str. 323.

21) R. B. Gordon i M. Cohen, Amer. Soc. for Metals, 1939, Nr 39.

22) A. de Sy i H. Haemers, Aluminium, 24, 1942, str. 96.

23) N. D. Pullen. J. Inst. of Metals, 59, 1936, str. 151.

24) P. A. Jacquet. Métaux et Corrosion, Usure, 19, 1944, str. 71.

25) J. L. Rodda. Metal Ind. London, 62, 1943, str. 69.

26) R. W. Percel. Metal Progress, 42, 1942, str. 209.

27) L. Koch i H. Stanau. Metallwirtschaft 20 (30), 1941, str. 752.

28) J. Liger. Bull. Soc. Chim. de France, 11, 1944, str. 568.

29) R. W. K. Honeycombe. Aust. Inst. Met. Symposium, 1944.

Inż. ANTONI BIAŁACZEWSKI
Zjednoczenie Kopalń Rudy Żelaznej

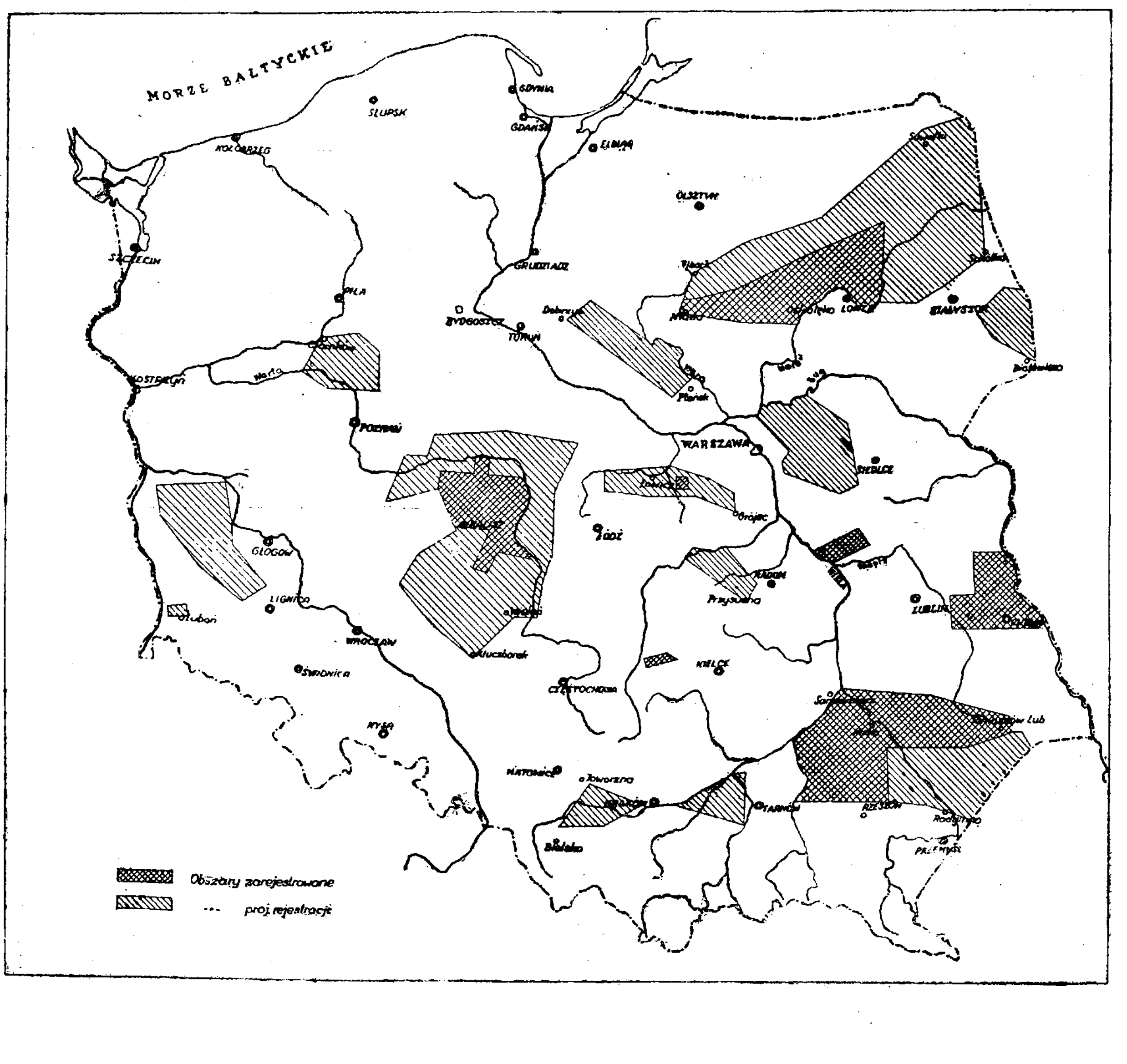
Nasze rudy darniowe

Ruda darniowa, jej skład i występowanie w złożu. Wyniki dotychczasowej rejestracji wraz z obliczeniem rzeczywistych zasobów i zawartości w nich fosforu. Konieczność rejestracji obszarów wydzielonych zestawieniem i przypuszczalne ich zasoby. Zasoby całej Polski. Koszty prowadzenia rejestracji. Inne rudy fosforowe.

Ruda darniowa, łąkowa lub bagienna tworzy osobny rodzaj rudy żelaznej, a nazwę swą otrzymała od warunków, w jakich ją znajdowano. Występowanie jej znane jest na całym obszarze niżu polskiego. Liczne zwały starego żużla świadczą o znaczeniu tych rud, jak również o okresie czasu, w jakim były one przydatne do przeróbki hutniczej. Wyjątek stanowią miejscowości, które znajdują się w pobliżu miejsc eksploatacji innych rud żelaznych.

Rudą darniową jest żelaziak brunatny $Fe_4O_3(HO)_6 = 2\ Fe_2O_3 \cdot 3\ H_2O$, barwy ciemno - brązowej, o charakterystycznej budowie dziurkowato - gąbczastej, niekiedy zbity lub ochrowaty. Występuje w gniazdach różnej wielkości, tworząc masę jednolitą albo złożoną z konkrecji rozmaitych kształtów lub wreszcie nawet w postaci żwiru rudnego wśród piasków. Obszarem występowań są przeważnie podmokłe grunty piaszczyste, leśne czy błotniste, położone w szerokich dolinach lodowcowych niżu, na warstwach dyluwium i aluwium. Ruda zalega płytko, normalnie bezpośrednio pod powierzchnią darni, na głębokości 0,1 — 0,3 m. Grubość zło-

Rozmieszczenie złóż rudy darniowej



ża nie przekracza zwykle 0,25 — 0,40 m i tylko wyjątkowo dochodzi do 0,80 m. Pod rudą spotykamy zazwyczaj piasek czysty, a w nielicznych przypadkach gliny piaszczyste. Cała masa rudna zanieczyszczona jest piaskiem i substancjami roślinnymi. Jest łatwo topliwa i zawiera od 0,5 — 4% fosforu. Na całym obszarze Polski środkowej, jak również na Ziemiach Odzyskanych znane są liczne miejsca występowania rudy darniowej, przy czym poważniejsze skupienia były przedmiotem eksploatacji. W latach 1931 — 39 została przeprowadzona rejestracja złóż rudy darniowej przez Państwowy Instytut Geologiczny.

Na obszarze 18.607 km² zarejestrowano:

L. p.	Powiat	Ruda darniowa
1	Błonie	7.700 ton
2	Kalisz	209.200 „
3	Konin	331.880 „
4	Turek	41.050 „
5	Włoszczowa	4.225 „
6	Kolbuszowa	5.826 „
7	Nisko	34.596 „
8	Tarnobrzeg	13.884 „
9	Mielec	6.290 „
10	Przasnysz	29.252 „
11	Ostrołęka	25.610 „
12	Biłgoraj	83.625 „
13	Janów Lubelski	13.738 „
14	Włodawa	4.530 „
15	Lublin	3.192 „
16	Chełm	8.021 „
17	Garwolin	3.933 „
	Razem	826.552 ton

Czyli średnia wydajność z jednego km² zarejestrowanego obszaru wynosi 44,5 ton. Należy nadmienić, że nie uwzględniono tu 10% strat, wynikłych przy odbudowie złoża i że w latach 1939 — 44 wybrano na terenie okręgu Kalisz - Turek ok. 300.000 ton rudy zarejestrowanej. Faktyczne więc zasoby wynoszą 526.000 ton. Podczas rejestracji pobrano próby bruzdowe do analizy i stwierdzono, że zawartość żelaza waha się w poszczególnych obszarach b. znacznie (od 20 do 50%). Zawartość fosforu dla rud okręgu Kalisz - Turek oraz Przasnysz - Ostrołęka wynosi przeciętnie 2% i dochodzi nawet do do 4%, obszary natomiast Wisłoki i Sanu wykazują tylko do 1% fosforu, zasoby więc fosforu w rudzie zarejestrowanej, przy średniej zawartości fosforu 2%, wynoszą 10.520 ton.

Jak widać z załączonej mapy, rozróżniamy 3 większe obszary rejestracyjne i liczne punkty, ~~doryweczo badane.~~

1) Obszar Wisłoki, Wisły, Sanu i woj. lubelskiego. Zbadany był szczegółowo.

Rok	Obszar	Zarejestrowano
1931	3 670 km²	19 383 ton
1937	1 632 „	93 667 „
1938	1 368 „	34 314 „
1939	4 753 „	26 338 „
	Razem 11 423 km²	173 702 ton

Trzeba zaznaczyć, że w 1939 r., na skutek wybuchu działań wojennych, rejestrację przerwano, wskutek czego obszar woj. lubelskiego nie został wg planu zbadany.

Z tablicy wynika, że na obszarze 11,423 km² znaleziono i zarejestrowano 173.702 ton rudy, czyli na 1 km² zarejestrowanej powierzchni wypada średnio 15,2 ton rudy. Liczby powyższe charakteryzują obszar jako ubogi. Analizy dla danego obszaru wykazują, że rudy mają b. zróżnicowany skład chemiczny.

Zestawienie analiz

Miejscowość	Fe %	P %	Mn %
Nowosielec	42,07		
Wola Chorzelowska	26,04	1,04	2,04
Cmolas	39,50	1,05	1,31
Ruda	31,90	1,88	4,52
Biały Bór	33,15	0,698	3,18
Lipa	29,32	0,70	

Rudy są tu na ogół uboższe w Fe, natomiast bogate w Mn, który dochodzi do 5,5%. Zawartość fosforu waha się ok. 1%. Znamienne jest, że rudy darniowe tego obszaru występują b. często pod przykryciem utworów piaszczystych. Eksploatowano je ok. 1900 r. we wsi Pustków-Męciszów, wkrótce jednak eksploatację tę zarzucono.

2) Obszar Kalisz, Konin, Turek. Przeprowadzona rejestracja wykazała:

Rok	Obszar	Zarejestrowano
1934	1 620 km²	582 130 ton

Czyli że na 1 km² zarejestrowanej powierzchni wypada średnio 359 ton rudy. Obszar ten jest bogaty w rudę, a jej koncentracja znaczna, przy dogodnym położeniu w stosunku do sieci kolejowej. Pod względem składu chemicznego ruda jest wartościowa, gdyż zawartość Fe sięga w niej 42%, P zaś powyżej 2%.

Zestawienie analiz

Miejscowość	Fe %	P %	Mn %
Zajączki	47,27	3,50	0,63
Kuźnica	40,64	3,30	0,81
Skrzynno	41,28	3,84	1,00
Gozdów	44,03	2,50	1,40
Kol. Łazińska	36,26	1,63	5,11

Eksploatacja rudy na wspomnianym wyżej terenie była prowadzona od b. dawnych czasów, o czym świadczą liczne miejsca starych robót. Wydobycie ostatnich lat wynosiło:

w 1936 r.	25.000 ton
w 1937 r.	162.000 „
w 1938 r.	64.400 „
w 1939—1944 r. . .	300.000 „

Dane dotyczące okresu za lata 1939 — 44 oparte są jedynie tylko na informacjach ustnych, albowiem cały materiał wskutek działań wojennych uległ zniszczeniu. Obecnie obszar ten jest w eksploatacji, dając całe wydobycie rudy darniowej. Zasobność rud w fosfor możemy zauważyć już przy robotach terenowych, gdyż z rudą często występuje wiwianit. Większe jego skupienia stwierdzono w Morawinie, Zamętach, Jarantowie, Zajączkach, Grodźcu, Skarbicku koło Sokolnik i Lututowej. W dwu ostatnich miejscowościach przeprowadzono dokładniejsze badania, które wykazały, że na obszarze 400.000 m^2 występuje 100.000 ton masy piaszczysto - torfowej, o zawartości średniej 4,42% P_2O_5, czyli ok. 4.000 ton kwasu fosforowego.

3) Obszar Przasnysz-Ostrołęka. Przeprowadzona rejestracja wykazała:

Lata	Obszar	Zarejestrowano
1937	552 km^2	16 302 ton
1938	4 634 „	38 560 „

Ogólna powierzchnia zarejestrowanych złóż wynosi 45,3 ha.

Jak z powyższego widać na 1 km^2 zarejestrowanej powierzchni wypada średnio 10,5 ton, a z 1 ha powierzchni złoża możemy wydobyć 1.211 ton rudy. Z danych wynika, że mamy tu do czynienia z mniejszą koncentracją rudy niż w pow. kaliskim, przy czym złoża wykazują znaczne zasoby:

Sosnówka i Ruda	12.000 ton
Wydmusy	11.000 „
Krasny Borek	7.500 „

Pod względem składu chemicznego ruda jest wysokowartościowa. Zawartość Fe sięga 64%, przy średniej zawartości P powyżej 2%.

Zestawienie analiz

Miejscowość	Fe %	P %	Mn %
Małowich	33,85	2,9	
Kadzidło	63,44	1,24	
Oberwia	49,84	1,90	0,50
Kol. Zabiele	47,82	1,80	0,39

Obszar powyższy był do 1944 r. eksploatowany lecz ostatnio przerwano wydobycie z powodu zniszczenia terenu przez działania wojenne.

4) Inne złoża. Prócz wymienionych wyżej złóż zostały jeszcze zarejestrowane obszary mniejsze. Do nich należą:

Lata	Powiat	Obszar	Zarejestrowano
1931	Włoszczowa	14 km^2	4 225 ton
1934	Błonie	20 „	7 700 „
1939	Warszawa	344 „	3 933 „

Wzmiankowane złoża stanowią obiekty małe, od 0,9 — 3 ha powierzchni i większego znaczenia mieć nie mogą.

Zestawienie analiz

Miejscowość	Fe %	P %
Bramka	22,67	1,05
Czernic	37,97	1,45

Należy zwrócić uwagę na to, że przy złożach mniejszych mamy cały szereg obiektów, w których niska zawartość Fe każe je zaliczać raczej do piasków żelazistych niż do rudy darniowej.

W związku z zapotrzebowaniem rudy darniowej oraz z możliwością rozpoczęcia eksploatacji bez robót inwestycyjnych, konieczne jest — dla ostatecznego oszacowania zasobów — przeprowadzenie dalszej rejestracji. Celem tych badań będzie:

1) Ustalenie punktów wystąpień na mapach 1 : 100.000.

2) Oszacowanie zasobów złóż wraz z wykonaniem planów.

3) Pobranie prób dla charakterystyki składu chemicznego.

Załączona mapa i tablica podają nam obszary bogatszych skupień, na których przede wszystkim należy przeprowadzić rejestrację, przy czym zasoby prawdopodobne i przypuszczalne będą wynosiły:

Obszar	Powierzchnia	Zasoby prawdopodobne	Zasoby przypuszczalne
	km^2	ton	ton
Nibork-Suwałki-Sokółka-Łomża	11 330	130 000	50 000
Gródek-Białowieża	1 000	15 000	5 000
Radzymin-Mińsk	2 530	25 000	5 000
Dobrzyń-Płońsk	2 420	25 000	5 000
Łęczyca-Grójec	1 800	18 000	3 000
Nowe Miasto-Radom	960	10 000	3 000
Bełżec-Radymno	4 830	75 000	30 000
Podłęże-Dąbrowa	900	10 000	2 000
Krzeszowice-Biała	910	15 000	2 000
Kluczborek-Ostrów-Sompolno-Wieluń	7 380	2 000 000	640 000
Czarnków-Oborniki	2 080	72 000	25 000
Legnica-Gubin	2 700	30 000	15 000
Lubań	50	5 000	1 000
Razem	38 890	2 430 000	786 000

Zasoby te zostały podane na podstawie średniej wydajności najbliższych pól, które były przedmiotem rejestracji.

Wziąwszy pod uwagę obszar całej Polski, otrzymamy:

Powierzchnia obecna Polski		312.900 km²
Obszar zarejestrowany	18.607 km²	
Powierzchnia projektowanej rejestracji	38.890 km²	57.497 km²
		255.403 km²

Przyjąwszy, że na całym obszarze występuje ruda w ilości 10 ton na 1 km², co wynika z ogólnej rejestracji obszarów ubogich, otrzymamy 2,550.000 ton zasobów.

Ogółem zasoby rudy darniowej w Polsce wynoszą:

zarejestrowano w latach 1931 — 39	526.000	ton
zasoby prawdopodobne	2,430.000	„
zasoby przypuszczalne	786.000	„
reszta obszaru Polski	2,550.000	„
razem	6,292.000	ton

Wziąwszy pod uwagę straty, wynikłe przy eksploatacji, które wynoszą ok. 10%, widzimy, że zasoby rudy darniowej do wydobycia wynoszą 5,700.000 ton.

Całkowita ilość fosforu, zawarta w rudzie o obliczonych wyżej zasobach, wyniesie 114.000 ton.

Wydobycie rudy darniowej wynosiło w ostatnich latach:

1934 r.	7.387	ton	
1935 r.	7.817	„	
1936 r.	25.338	„	
1937 r.	162.141	„	
1938 r.	64.433	„	
1939 — 44 r.	300.000	„	(dane przybliżone)
1945 r.	5.040	„	
1946 r.	30.944	„	
1947 r.	18.910	„	(3 kwartały)

Mając na uwadze rozrzucenie złóż na dużych obszarach i racjonalną gospodarkę surowcem, można przyjąć, że maksymalne wydobycie rudy osiągnie — przy zachowaniu ciągłości produkcji — 100 tysięcy ton rocznie. Należy wszakże zauważyć, że ruda występuje w małych obiektach, co stwarza trudności w zastosowaniu mechanizacji robót eksploatacyjnych. Całość wydobycia winna być podzielona na grupy eksploatacyjne, które podczas prowadzenia odbudowy wędrują z fachowcami z jednego obiektu na drugi.

Zagadnienie eksploatacji jest ściśle związane z problemem dostaw rudy do stacji załadowczej PKP i ten odcinek pracy wymaga usprawnienia przez dokonanie inwestycji taboru transportowego.

Jak dotychczasowa praktyka wykazała, obszar rejestracji wynosi ok. 10 km² dziennie, czyli 250 km² na miesiąc i jednego pracownika. Wziąwszy pod uwagę okres rejestracji 5 miesięcy i średnią wydajność z 1 km² równą 44 tonom, otrzymamy 55.000 ton rudy zarejestrowanej przez jednę grupę. Aby pokryć zapotrzebowanie wydobycia należy uruchomić 2 grupy robocze, które w ciągu 5 miesięcy zarejestrują ok. 110.000 ton rudy. Uwzględniwszy wszystkie koszty, związane z rejestracją, możemy podać dla obszarów:

bogatych w rudę 0,5 zł. na 1 tonę wydobycia

biednych w rudę 4,5 zł. na 1 tonę wydobycia.

Całkowity koszt rocznej rejestracji rudy dla wydobycia 80.000 — 100.000 ton wyniesie 495.000 zł.

Poza rudami darniowymi, jako rudy fosforowe należy wymienić:

a) żelaziaki brunatne z kop. „Boży Dar“ w Koryciskach, zawierające 40% Fe, 0,3% Mn, 1% P. Zasoby złoża wynoszą ok. 140.000 t;

b) rudy kajprowe koło Skarżyska, eksploatowane na wielu kopalniach do 1828 r.

Literatura.

Posiedzenia Naukowe P. I. G. z 1932 r., Nr 32 i z 1935 r., Nr 42.

Biuletyn P. I. G. z 1938 r., Nr 13.

St. Kontkiewicz: „Hutnik“ z 1945 r., Nr 1.

R. Krajewski: „Hutnik“ z 1945 r., Nr 2.

Inż. HENRYK ZARĘBSKI
Hutniczy Instytut Badawczy

Wpływ konstrukcji palników na samokarburyzację gazu

Wprowadzając do gazu rozpylone ciała stałe lub płynne, zawierające węgiel, możemy osiągnąć zjawisko karburyzacji. Próby, dokonane z różnego rodzaju palnikami, wykazały, że odpowiednio zbudowany palnik pozwala na otrzymanie podobnych wyników bez potrzeby wprowadzania do gazu ciał obcych.

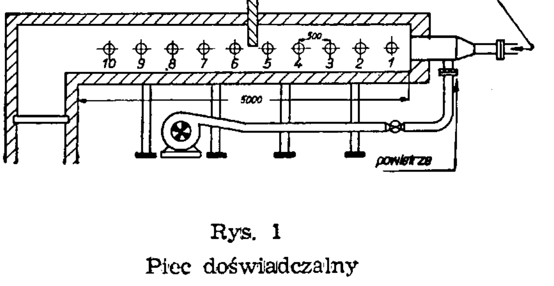
Zmieszajmy w komorze mieszankowej palnika gaz z powietrzem tak dokładnie, by mieszanka była możliwie bliska teoretycznej. Następnie przepuśćmy ją przez wąskie kanały z tak dużą szybkością, by nie zachodziło cofanie się płomienia. Jeżeli u wylotu kanałów mieszanka osiągnie temperaturę zapłonu, nastąpi szybkie i zupełne spalenie gazu. Na skutek braku w płomieniu cząsteczek węgla i spalania się mieszanki zanim powstaną „szkielety węglowe",*) płomień będzie niewidoczny. W praktyce przebieg spalania odbiega od wyżej opisanego. Zazwyczaj spalanie następuje w czasie skończonym i na skończonej drodze, a nie nieskończenie szybko, toteż płomień jest zabarwiony i mniej lub więcej świecący. Jeżeli świecenie płomienia wywołane jest rozżarzonymi cząsteczkami węgla lub „szkieletami węglowymi", towarzyszy mu b. intensywne, niewidoczne promieniowanie ciepła. Doprowadzając do świecenia płomień niewidoczny lub mało widoczny, możemy zwiększyć intensywność promieniowania nawet 20-krotnie. Tak znaczne zwiększenie szybkości oddawania ciepła pozwala na szybsze ogrzewanie wsadu pieca i obniżenie temperatury spalin, uchodzących z pieca. Należy zaznaczyć, że promieniowanie cieplne płomienia wodorowego nie wzrasta w miarę zwiększenia intensywności świecenia i dlatego płomień wodorowy nie nadaje się do topienia stali. Na świecenie i zabarwienie płomienia wywiera decydujący wpływ ilość doprowadzonego powietrza i szybkość tworzenia się mieszanki. Przy szybkim mieszaniu gazu z powietrzem występuje świecenie płomienia w tej części pieca, w której panuje najwyższa temperatura. Zjawisko to powstaje dzięki obecności ciężkich węglowodorów. Wskutek dużej szybkości spalania płomień jest wszakże krótki. W tych warunkach gaz spali się zanim metan zdąży osiągnąć temperaturę reakcji, wydzielić wodór i ulec przemianom na ciężkie węglowodory, a więc samokarburyzacja nie nastąpi.

Przy b. wolnym powstawaniu mieszanki następuje rozkład ciężkich węglowodorów na skutek ogrzania się ich do temperatury powyżej 1250°. W tym przypadku ulegną również rozkładowi na C i H i lekkie węglowodory. Im wyższa jest temperatura pieca, tym większa jest obawa przegrzania gazu i otrzymania nieświecącego płomienia. By osiągnąć samokarburyzację gazu, należy ogrzać zawarte w nim lekkie węglowodory do temperatury ok. 1250°, przy której wodór i ciężkie węglowodory wydzielą się. O ile ogrzanie nie będzie posunięte tak daleko, by powstał dalszy rozkład węglowodorów, nastąpi samokarburyzacja. Na przebieg samokarburyzacji wywiera poważny wpływ temperatura pieca. Im wyższa jest temperatura pieca, tym szybszy winien być przebieg tworzenia się mieszanki.

W celu ustalenia wpływu konstrukcji palników na samokarburyzację przeprowadzono badania różnych typów palników, a następnie — na podstawie zebranych materiałów — zbudowano palniki doświadczalne. Próby te były dokonane przy użyciu gazu ziemnego, który — wskutek dużej zawartości metanu (ok. 92%) — posiada skłonność do palenia się mało widocznym płomieniem.

Program przewidywał badanie następujących palników firmy Stein - Roubaix: 1) niskiego ciśnienia 2500 VB, 2) dyfuzyjnego OVC4, 3) dyfuzyjnego ST x 7, 4) wysokiego ciśnienia 563A, jak również palników 5) „Wärmestelle" i 6) palników doświadczalnych. W czasie prób obserwowano długość i zabarwienie płomienia, mierzono temperaturę, zużycie gazu i powietrza, badano na podstawie analizy skład spalin, ustalono wpływ konstrukcji palnika, spółczynnika nadmiaru powietrza, szybkości i ilości przepływającego gazu i powietrza na spalanie, mierzono rozkład temperatury w piecu, szybkość nagrzewania się pieca i maksymalną temperaturę po osiągnięciu równowagi cieplnej.

Palniki poddawano próbom zarówno w piecu doświadczalnym, jak i w piecach hutniczych. Piec doświadczalny (rys. 1) posiadał kanał

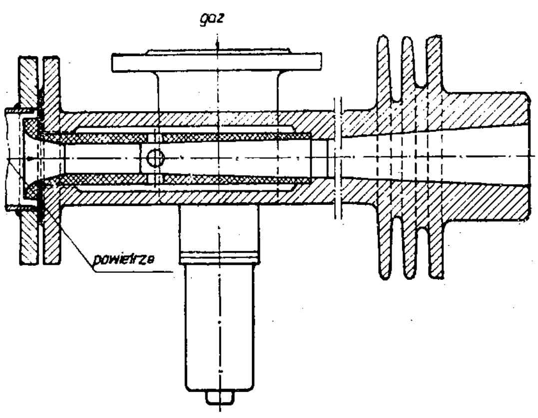


Rys. 1
Piec doświadczalny

*) K. Rummel. Stahl und Eisen 1941, Nr 15, str. 364.

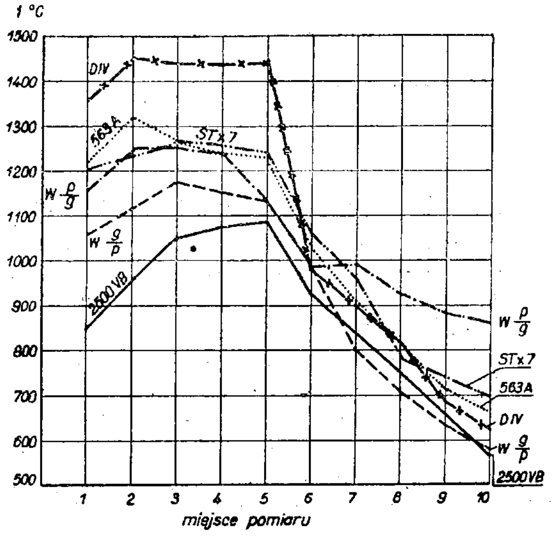
o przekroju 300 × 400 mm, a długość jego wynosiła 5 m.

Piec miał 2 zasuwy: w połowie swej długości i przy końcu. W bocznych ścianach pieca umieszczono co 0,5 m wzierniki, zamykane korkami. W takich samych odstępach rozmieszczono punkty pomiaru temperatur. Do pomiaru temperatur, nie przekraczających 1100°, został użyty wielopunktowy aparat samopiszący i termopary Ni-NiCr. Wyższe temperatury mierzono termoparami Pt - Pt Rh. Temperaturę materiału, znajdującego się w piecu, mierzono mikro - pirometrem optycznym. Analizy spalin dokonywano aparatem Orsata. Zużycie gazu i powietrza mierzono kryzami pomiarowymi. Powietrza do palników dostarczał wentylator odśrodkowy. Każdy z palników badano przy różnych obciążeniach i przy różnych wartościach spółczynnika nadmiaru powietrza. Dla umożliwienia porównania wyników robiono pomiary przy zachowaniu następujących warunków: początkowa temperatura pieca była równa temperaturze otoczenia; zużycie gazu wynosiło 10 Nm^3/h przy spółczynniku nadmiaru powietrza $\lambda = 1$; po trzydziestu kilku godzinach od chwili uruchomienia pieca ustalała się równowaga cieplna, a odpowiadającą jej temperaturę przyjmowano jako maksymalną; zasuwa, umieszczona w połowie długości pieca, była opuszczona do połowy wysokości; pomiarów dokonywano co godzinę.



Rys. 2
Palnik Stein - Roubaix 2500 V B

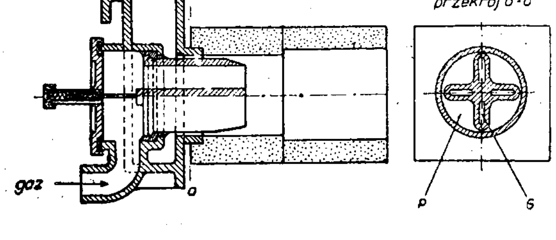
Wyniki badań. Palnik Stein - Roubaix 2500 VB. Jest to palnik niskoprężny, o krzyżujących się pod kątem prostym kierunkach wypływu strugi gazowej i powietrznej. Powietrze płynie osiowo, a gaz wychodzi z kanałów, prostopodłych do osi. Mieszanka tworzy się wewnątrz palnika. Wskutek powstawania wirów, spadek ciśnienia w palniku jest dość znaczny. Dzięki szybkiemu mieszaniu się gazu z powietrzem otrzymujemy krótki i prawie niewidoczny płomień. Na rys. 3 widzimy krzywą rozkładu temperatury wzdłuż pieca, po ustaleniu się równowagi cieplnej.



Rys. 3
Rozkład temperatury w piecu doświadczalnym po ustaleniu się równowagi cieplnej

Jak widać z przebiegu krzywej (oznaczonej przez 2500 VB), temperatura pieca jest b. nierównomierna. Różnica temperatury między 1 a 3 miejscem pomiaru wynosi 220°. Dalszy wzrost jest powolny. W 5 miejscu temperatura osiąga swe maksimum 1086°. W części poza zasuwą, umieszczoną między 5 a 6 miejscem pomiaru, obserwujemy raptowny spadek temperatury. Średnia temperatura dla części pieca przed zasuwą, obliczona na podstawie pomiarów w miejscach od 1 do 5 włącznie, wynosi 1007°.

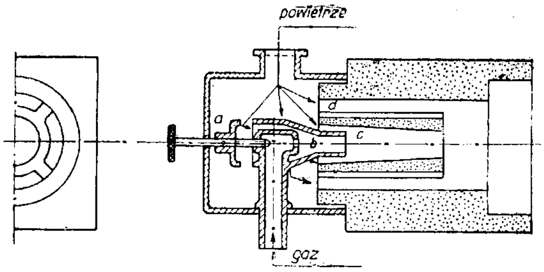
Palnik Stein - Roubaix ST x 7 należy do niskoprężnych palników o równoległym przepływie gazu i powietrza. Gaz wychodzi



Rys. 4
Palnik Stein - Roubaix ST x 7

z płaskich kanałów, oznaczonych literą „G“, rozmieszczonych w kształcie krzyża. Powietrze wypływa z kanałów, oznaczonych literą „P“. Przy tej konstrukcji palnika, mieszanka powstaje poza palnikiem. W palnikach tego typu nie ma obawy cofania się płomienia i dlatego też pracują one poprawnie w szerokich granicach obciążeń. Przy spółczynniku nadmiaru powietrza $\lambda = 1$ stosunek szybkości powietrza Vp do szybkości gazu Vg wynosi 1,67. Z rys. 3 widzimy, że rozkład temperatury w piecu jest dla palnika ST x 7 znacznie równomierniejszy niż dla palnika 2500 VB. Różnica temperatury w 1 i 3 miejscu pomiaru wynosi 60°. Najwyższa temperatura 1260° panuje w 3 miejscu pomiaru. Jest ona wyższa od temperatury maksymalnej w palniku 2500 VB o 174°. Temperatura średnia osiąga 1239°. Palnik ten jest znacznie lepiej dostosowany do gazu ziemnego od poprzedniego i dzięki temu daje świecący płomień, o długości nieco mniejszej od 2 m.

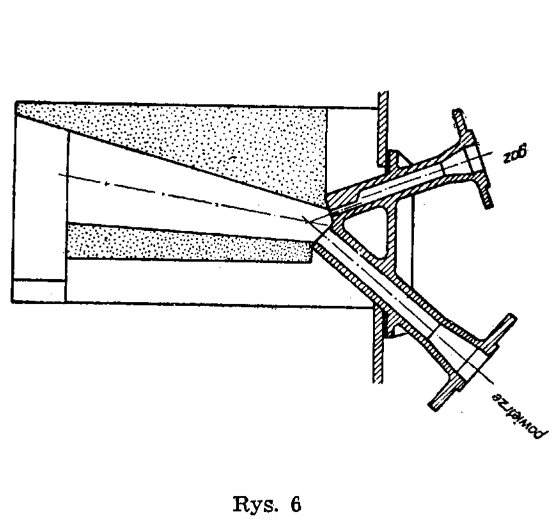
P a l n i k S t e i n - R o u b a i x OVC4. Jest to palnik niskoprężny, o zewnętrznym doprowadzeniu powietrza. Kierunki wypływu gazu i powietrza są do siebie równoległe. Powietrze płynie 3 drogami: 1) przez kanały „d“, nie stykając się z gazem, 2) przez kanał „c“, gdzie częściowo miesza się z gazem, 3) przez kanał „b“, gdzie również tworzy się mieszanka. Palnik ten nadaje się zarówno do wolnego, jak i do szybkiego tworzenia się mieszanki. Gdy zawór „a“ jest zamknięty i powietrze nie dopływa do kanału „b“, palnik OVC4 pracuje podobnie jak ST x 7, długość jednak świecącego płomienia nie przekracza 1,5 m. Maksymalna temperatura osiąga 1250°. Po otwarciu zaworu „a“ i doprowadzeniu nawet niewielkiej ilości powietrza do kanału „b“, płomień skraca się natychmiast i staje się mało widoczny.



Rys. 5
Palnik Stein - Roubaix OVC4

P a l n i k w y s o k i e g o c i ś n i e n i a j e d n o s t o p n i o w y S t e i n - R o u b a i x 563A, jest zwykłym palnikiem jednostopniowym, pracującym na zasadzie smoczka. Palniki tego rodzaju są b. proste i nie wymagają ani rurociągów powietrznych ani wentylatora. Pracują one poprawnie, w stosunkowo wąskim zakresie obciążeń. Regulacja ilości zasysanego powietrza jest tu dość ograniczona. Szybkość tworzenia się mieszanki jest b. duża. W czasie badania tego palnika stwierdzono, że — niezależnie od ustawienia regulatora powietrza — płomień był niewidoczny. Szybkość rozgrzewania się pieca była znacznie mniejsza niż przy palnikach OVC4 i STx7. Z przebiegu krzywej 563A na rys. 3 widzimy, że rozkład temperatur jest mniej równomierny niż przy palnikach o równoległym przepływie. Wskutek szybkiego powstawania mieszanki spalanie następuje b. szybko i temperatura osiąga swe maksimum 1317° w 2 miejscu pomiaru. Średnia temperatura wynosi 1252°.

P a l n i k „W ä r m e s t e l l e“. Palnik „Wärmestelle“ posiada zazwyczaj 2 płaskie kanały, pochylone względem siebie pod ostrym kątem. Przy budowie tych palników dobierano przekroje przepływu tak, by uzyskać jednakową energię kinetyczną strugi gazowej i powietrznej. Takie rozwiązanie miało zapewnić stopniowe tworzenie się mieszanki w miarę przepływu gazu przez piec, a więc i równomierny rozkład temperatury. Wielkość kąta, zawartego między kanałami, miała wpływać na długość płomienia. Powietrze powinno być zasadniczo doprowadzane od góry, gaz od dołu; dopuszczalne jest również odwrócenie palnika. Palnik „Wärmestelle“, przeznaczony do gazu ziemnego, miał — zamiast kanału gazowego — 6 otworów o Ø 6 mm. Przy spółczynniku nadmiaru powietrya $\lambda = 1$ stosunek szybkości powietrzaVp do szybkości gazu Vg równał się 0,278. Początkowo badano palnik, doprowadzając powietrze od góry. Niezależnie od wartości spółczynnika nadmiaru powietrza, płomień był niewidoczny. Maksymalna temperatura wynosiła 1255°



Rys. 6
Palnik „Wärmestelle“

a średnia 1205°. Rozkład temperatury był mniej równomierny niż przy palnikach ST x 7 i OVC4 (rys. 3, krzywa W_g^p). Temperatura spalin, uchodzących do komina, jest przy tym palniku b. wysoka i wynosiła 860°. Po odwróceniu palnika tak, że kanały gazowe znalazły się na górze, maksymalna temperatura obniżyła się o 90°. Rozkład temperatury w piecu wskazuje nam na rys. 3 krzywa W_p^g.

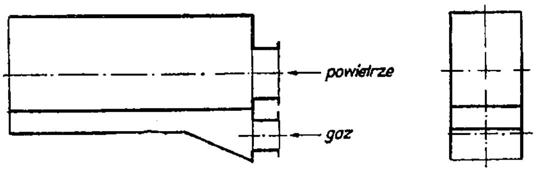
Na podstawie powyższych badań stwierdzono, że objawy samokarburyzacji wystąpiły tylko przy użyciu palników o równoległym przepływie strugi. Nastąpiło to dzięki ogrzaniu się metanu, zawartego w strudze gazowej do temperatury reakcji, wydzieleniu wodoru, powstaniu ciężkich węglowodorów i spaleniu mieszanki zanim nastąpił dalszy rozkład ciężkich węglowodorów.

Na przebieg samokarburyzacji mają zasadniczy wpływ następujące czynniki:

1) przekrój i kształt strugi gazowej,
2) rozmieszczenie strug,
3) szybkość wyjściowa z palnika,
4) stosunek szybkości powietrza do gazu,
5) spółczynnik nadmiaru powietrza i
6) temperatura pieca.

By ustalić wpływ tych czynników na samokarburyzację, zbudowano szereg palników i przeprowadzono badania w piecu doświadczalnym.

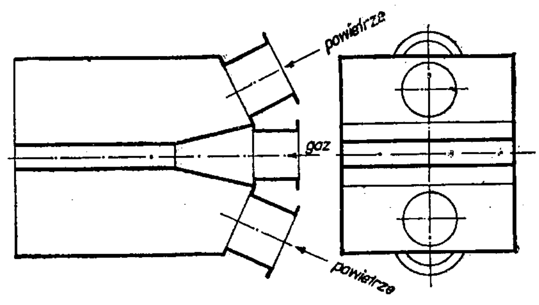
Jako pierwszy zbudowano palnik z płaskimi kanałami DI (rys. 7). Różnił się on od palnika



Rys. 7
Palnik doświadczalny D I

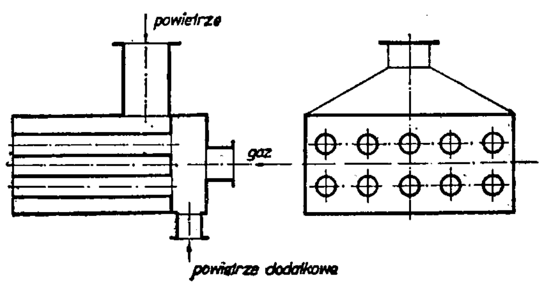
„Wärmestelle" tym, że: 1) kanały były równoległe do siebie, 2) przez zakładanie do kanału powietrznego wkładek można było zmniejszać jego wysokość. Dzięki temu urządzeniu zbadano wpływ na samokarburyzację spółczynnika nadmiaru powietrza i stosunku szybkości powietrza do gazu. Najlepsze wyniki otrzymano przy $\lambda = 1$ i jednakowej szybkości gazu i powietrza.

Jako następny zbudowano palnik DII (rys. 8), różniący się od poprzego tym, że posiadał 2 kanały powietrzne, umieszczone symetrycznie nad kanałem gazowym.



Rys. 8
Palnik doświadczalny D II

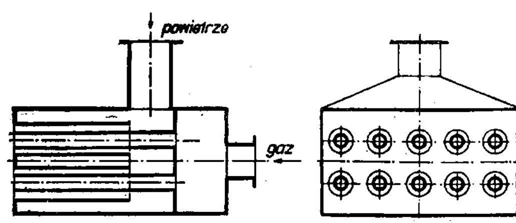
Dla zbadania wpływu przekroju strugi gazowej na samokarburyzację zbudowano palnik DIII (rys. 9). Składał się on z rurek, przez któ-



Rys. 9
Palnik doświadczalny D III

re przepływał gaz. Powietrze wypływało z przestrzeni, zawartej między rurkami a ściankami blaszanej osłony. Im przekrój rurek był większy, tym świecący płomień był dłuższy. Przy próbach użyto rurek o Ф od 16 — 30 mm. Palnik ten pozwalał na doprowadzenie dodatkowego powietrza do komory gazowej. Przy zachowaniu stałego spółczynnika nadmiaru powietrza $\lambda = 1$ doprowadzono kilka % powietrza do komory gazowej, płomień skracał się gwałtownie, a przy ok. 10% stawał się niewidoczny.

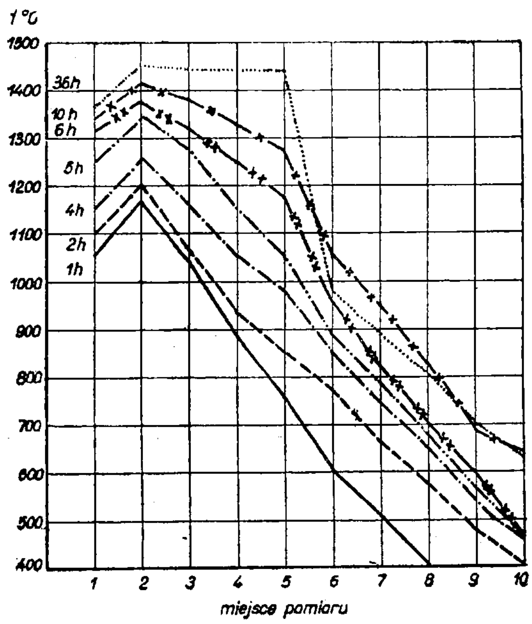
Dla zbadania wpływu rozmieszczenia strug na samokarburyzację zbudowano palnik DIV (rys. 10). Palnik ten składał się z rur gazowych



Rys. 10
Palnik doświadczalny D IV

i współśrodkowych rur powietrznych. Przy jednakowych szybkościach przepływu gazu i powietrza, spółczynniku nadmiaru powietrza $\lambda=1$ i zużyciu gazu 10 Nm^3/h świecący płomień dochodził do pierwszej opuszczonej zasuwy. Temperatura maksymalna wynosiła 1455° a średnia dla pierwszych 5 miejsc pomiaru 1427°. Jak widać z krzywej DIV na rys. 3 rozkład temperatury w piecu był b. równomierny.

W 1. miejscu pomiaru temperatura była najniższa i osiągnęła 1370°, w 2 miejscu wzrosła o 85°, osiągając maksimum. W miejscach pomiaru 3, 4 i 5 temperatura była stała i niższa od maksymalnej o 15°. Po przejściu spalin pod zasuwę, między miejscami pomiaru 5 i 6, następował raptowny spadek temperatury o 454°. Temperatura spalin, uchodzących z pieca, była niska i nie przekraczała 625°.

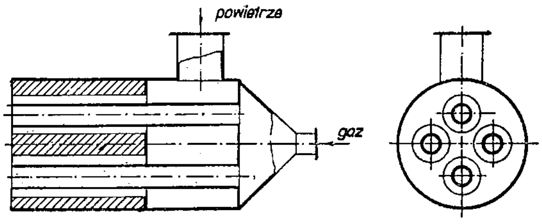


Rys. 11

Rozkład temperatury w piecu doświadczalnym przy badaniu palnika D IV

Na rys. 11 widzimy szereg krzywych, przedstawiających rozkład temperatury w piecu doświadczalnym w czasie grzania pieca. Liczby, umieszczone w pobliżu krzywych, podają ilość godzin, jakie upłynęły od uruchomienia pieca do chwili wykonania pomiaru.

Po zakończeniu badań w piecu doświadczalnym wykonano palniki próbne (rys. 12), które



Rys. 12

Palnik doświadczalny D VI

wbudowano do pieca grzewczego na walcowni. W palnikach DVI zastąpiono rurki powietrzne kanałami w cegle ogniotrwałej. Wykonanie takiego palnika było prostsze, a poza tym był on znacznie trwalszy. Palniki czołowe i górne były wykonane jako okrągłe, z 4 rurkami o ⌀ 28 mm. Kanały powietrzne w cegle ogniotrwałej miały ⌀ 95 mm. Dolne palniki były zaopatrzone w 3 rurki gazowe, umieszczone jedna nad drugą. Palniki te poddano próbie w ciągu kilkumiesięcznej pracy normalnej pieca i dały one dobre wyniki.

Z badań powyższych wynika, że jeżeli chcemy zbudować palnik do gazu o dużej zawartości metanu, którego konstrukcja sprzyja samokarburyzacji gazu, musimy zwrócić uwagę na następujące czynniki:

1) Strugi gazowe i powietrzne powinny płynąć równolegle do siebie. Korzystne jest umieszczenie współśrodkowe strugi gazowej wewnątrz strugi powietrznej.

2) Strugi gazowe, wprowadzane do pieca, muszą mieć dostatecznie duży przekrój. Im płomień ma być dłuższy, tym przekrój strugi musi być większy.

3) Szybkość wyjściowa gazu i powietrza nie może być duża.

4) Szybkość gazu i powietrza powinny być jednakowe.

5) Spółczynnik nadmiaru powietrza musi być bliski jedności.

FELIKS MARKIEWICZ
Centrala Zbytu Produktów Przemysłu Węglowego

Ołów w gospodarce światowej

Od początku XX wieku aż do wybuchu drugiej wojny światowej produkcja ołowiu na świecie wzrastała, w znacznie mniejszym stopniu wszakże aniżeli produkcja innych metali nieżelaznych. Produkcja cyny zwiększyła się w tym czasie 3-krotnie, cynku 5-krotnie a miedzi 6-krotnie, produkcja zaś ołowiu tylko 2-krotnie. Lata wojenne przyniosły duży jej spadek, od chwili zakończenia wojny daje się natomiast zauważyć ponowny wzrost produkcji ołowiu. Jedną z przyczyn obniżenia się jej podczas wojny były — spowodowane działaniami wojennymi — uszkodzenia zakładów, produkujących ten metal, wspomniany wyżej spadek produkcji ołowiu nastąpił jednak nie tylko w Europie i w półn. Afryce, lecz również w St. Zjedn., w Kanadzie i w Australii, jakkolwiek na terenach tych trzech — ostatnio wymienionych — państw walki frontowe nie toczyły się. Istnieje więc i inna przyczyna owego zmniejszenia się produkcji ołowiu w czasie wojny, a mianowicie ta, że ołów jest metalem, który znajduje większe zastosowanie w czasach pokoju niż w latach wojennych. A więc występuje tu zjawisko odmienne od tego, które obserwujemy w stosunku do wielu innych metali. Głównymi konsumentami ołowiu są budownictwo i przemysł, pracujący w celach pokojowych. Od chwili wybuchu wojny popyt na ołów z natury rzeczy maleje, jak wykazują to zestawienia liczb, podanych w dalszej części niniejszego artykułu.

Aby przedstawić światową produkcję ołowiu, należy rozpatrzyć kolejno rozwój wydobycia rudy ołowianej, produkcję czystego metalu w hutach i rafineriach tudzież regenerację ołowiu, która znajduje w niektórych krajach coraz to większe zastosowanie.

Światowe wydobycie rudy ołowianej spadło w ciągu drugiej wojny światowej poważnie. Zawartość ołowiu w wydobywanej przed wojną rudzie wynosiła 1,8 miln. ton ameryk., a w ostatnich latach wojny tylko 1,1 miln. ton ameryk.

Umieszczona poniżej tabela przedstawia wydobycie rudy ołowianej w państwach, będących jej głównymi producentami.

Tabela I

Liczby przedstawiają zawartość czystego ołowiu, podaną w tonach ameryk.

Kraje	1938	1939	1940	1941	1942	1943	1944	1945
St. Zjedn.	369 726	413 979	457 392	461 426	496239	453 313	416 861	388 969
Meksyk	311 255	241 961	216 330	171 142	214000	209 300	197 437	225 875
Australia	307 293	313 600	314 491	292 374	291935	211 643	197 303	194 100
Kanada	209 457	194 285	235 925	230 084	256071	222 030	152 291	172 728
Niemcy	105 821	100 406	101 266	108 789	109985	115 290	–	–
Burma	89 712	86 666	88 967	82 074	18883	–	–	–
Jugosławia	85 649	76 059	75 838	–	–	–	–	–
Peru	63 982	51 018	55 599	55 167	49 472	52 700	57 541	57 800
Razem	1 542 895	1 477 974	1 545 808	1 401 056	1 436 585	1 264 276	1 021 433	1 019 472
Świat razem	1 847 000	1 765 000	1 780 000	1 600 000	1 630 000	1 410 000	1 150 000	1 170 000

Zestawienie to nie obejmuje produkcji ołowiu w ZSRR, w Japonii i w Korei. W czasie wojny produkcja ołowiu wzrosła jedynie w Niemczech i to nieznacznie. W St. Zjedn. wzrastała w pierwszych latach wojennych, od czasu przystąpienia ich do wojny zmniejszała się jednak z roku na rok. St. Zjedn., największy przedwojenny producent ołowiu, zachowały nadal swe pierwsze miejsce po wojnie (w 1943 r. dostarczały one 34% produkcji światowej); o drugie miejsce walczą Meksyk i Australia, a ich pozycje zagrożone są przez — wzrastającą z wahaniami — produkcję ołowiu w Kanadzie. Nieznany jest stan produkcji ołowiu w ostat-

nich latach wojny w Niemczech i w Jugosławii, dostarczających po 4 do 5% produkcji światowej oraz w Burmie, gdzie kopalnie rudy doznały podobno poważnych zniszczeń na skutek działań wojennych.

Złoża rudy ołowianej są na ogół dość skoncentrowane na świecie. Trzy największe złoża świata, w St. Zjedn., w Kanadzie i w Australii, dostarczają 30% ołowiu, produkowanego na świecie. Największe złoża rudy ołowianej w St. Zjedn. znajdują się na południe od miasta Saint — Louis. Obecnie zapasy jej w owym okręgu są znaczne lecz najobfitsze pokłady znajdują się już tam na wyczerpaniu. Roczna produkcja tego okręgu wynosiła w latach 1925 — 1929 przeciętnie 180 tys. t, w 1943 r. zaś tylko 162 tys. t, a w 1944 r. spadła nawet na 150 tys. t. Drugim dużym ośrodkiem wydobycia rudy ołowianej w St. Zjedn. jest Idaho (w 1944 r. 77 tys. ton).

Największym okręgiem produkcji ołowiu w Australii są okolice Broken Hill. Przed wojną dostarczał on 80% ołowiu, produkowanego w Australii, a 11 do 12% produkcji światowej. Teraz jest głównym światowym centrum produkcji ołowiu. Zdolność produkcyjna jego 5 kopalń wynosi ok. 200 tys. t rocznie.

Produkcja ołowiu w Kanadzie odbywa się w kopalni Sullivan. Wyposażona w nowocześniejsze urządzenia niż kopalnie australijskie, rywalizuje ona z produkcją okręgu Broken Hill. Na skutek braku ludzi do pracy nastąpił tam w latach 1942 — 1944 silny spadek produkcji, od 1945 r. datuje się wszakże znów jej wzrost.

Meksykańska produkcja ołowiu przeżywała spadek w latach 1938 (282 tys. t) — 1941 (155 tys. t). W następnych latach nastąpił wzrost.

W Europie głównymi producentami ołowiu były Niemcy, Polska, Jugosławia i Hiszpania. Kopalnie rudy ołowianej w Polsce i w Niemczech ucierpiały na skutek działań wojennych. Produkcja w Austrii została przerwana z chwilą przejścia frontu przez ten kraj. Wznowienie jej ma nastąpić niebawem i przewiduje się, że będzie ona wynosiła ok. 6.000 t rocznie. W 1937 r. wynosiła 11.000 t.

W Jugosławii zaprzestano prac w latach 1943 — 1944. W następnym roku, po przeprowadzeniu koniecznej reperacji urządzeń transportowych, podjęto prace na nowo, jednakże z powodu znacznego uszkodzenia laboratoriów, warsztatów i centrali elektrycznych produkcja nie może jeszcze osiągnąć poziomu przedwojennego, wynoszącego ok. 70.000 t rocznie.

Hiszpania była jednym z najważniejszych producentów ołowiu na świecie. W ostatnich czasach nastąpił tam ogromny spadek produkcji. W 1880 r. udział Hiszpanii w światowej produkcji ołowiu wynosił 21,8%, w 1940 r. stanowił tylko 2,35%, a w 1942 r. 2%. Spadek ten został spowodowany przede wszystkim zubożeniem złóż kruszcowych, eksploatowanych od wieków oraz zestarzeniem się urządzeń technicznych.

Ilości rudy ołowianej, wydobywanej w ostatnich latach wojny w Polsce, w Niemczech i w Jugosławii, nie są znane, albowiem Niemcy hitlerowskie przestały ogłaszać odnośne dane liczbowe.

Produkcja ołowiu w Burmie, przerwana podczas wojny, nie jest dotąd wznowiona. Kopalnia Bawdwin, która dostarczała do 90 tys. t rocznie, została w wojnie z Japończykami doszczętnie zrujnowana i zatopiona.

Produkcję ołowiu w Peru starają się dziś St. Zjedn. wznieść na poziom przedwojenny. Rekordowa produkcja wynosiła w Peru 58 tys. t (w 1938 r.).

Znaczne złoża rudy ołowianej odkryto niedawno w Argentynie. Jest to zjawisko, rzadko notowane w ostatnich 20 latach.

Główne kopalnie rudy ołowianej w ZSRR znajdują się w Kazachstanie i na Syberii. Produkcja ołowiu w ZSRR zasługuje na specjalną wzmiankę ze względu na ogromny jej wzrost w ostatnich latach przed wojną. Produkcja czystego metalu przedstawiała się tam następująco:

W	1934 r.	—	27,2	tys. t
„	1935 „	—	36,6	„ „
„	1936 „	—	50,8	„ „
„	1937 „	—	55,0	„ „
„	1938 „	—	69,0	„ „
„	1939 „	—	75,0	„ „

Należy przypuszczać, że lata powojenne przyniosły dalszy jej wzrost.

Złoża rudy ołowianej w imperium francuskim są na ogół na wyczerpaniu. Francja rozporządza tym surowcem w półn. Afryce, a mianowicie w Tunisie, w Algierze i w Maroku. Charakterystyczną cechą pokładów w 2 pierwszych z tych krajów jest to, że nie występują w większym nasileniu w jednym miejscu, jak to się zdarza w innych krajach, a zwłaszcza w St. Zjedn., w Kanadzie i w Australii, lecz są rozsiane na rozległych terenach.

W Maroku produkcja ołowiu jest również niewielka. Okręgami, które mają przed sobą przyszłość, są: dolina Moulouya i okolica Oudjda. Pierwszy z nich posiada poważne zapasy rudy

ołowianej, jednakże z powodu niedogodnych warunków transportowych dostarcza niepełne 300 t rudy miesięcznie. Drugi okręg będzie mógł dostarczać po zainstalowaniu potrzebnych urządzeń technicznych ok. 2.000 t rudy miesięcznie.

Wciągnięcie półn. Afryki w orbitę działań wojennych spowodowało w niej olbrzymi spadek produkcji ołowiu, a mianowicie z 46,5 tys. t w 1939 r. — na 9,7 tys. t w 1943 r.

Hutnicza produkcja ołowiu zmniejszała się w czasie wojny podobnie jak wydobycie samej rudy. Poniższa tabela przedstawia rozwój tej produkcji w latach 1938 — 1946 w państwach, które są najważniejszymi producentami ołowiu na świecie (w tonach ameryk.).

TABELA II

	1938	1939	1940	1941	1942	1943	1944	1945	1946
USA	426 324	449 820	530 460	567 988	581 690	551 370	497 501	478 364	415 000
Australia	251 559	275 145	267 951	287 945	271 774	214 793	175206	176 973	—
Meksyk	245 051	234 673	219 089	174 704	212 028	206 512	193 474	224 899	146 000 (11 mies.)
Niemcy	200 618	214 949	193 233	190 477	164 132	186 509	165 345	-	-
Kanada	200 382	190 569	220 544	228 595	243 839	224 493	143 556	162 780	166 000
Belgia	99 758	105 500	35 000	2 700	3 500	3 300	2 300	—	27 000
Burma	89 712	86 666	88 967	82 074	8 883	(5 000)	—	—	—
	1 513 404	1 557 322	1 555 244	1 534 483	1 495 846	1 391 977	1 177 382	1 043 016	

Duży spadek hutniczej produkcji ołowiu nastąpił od czasu przystąpienia St. Zjedn. do wojny, szczególnie w państwach, importujących rudę. Największego kurczenia się doznawała więc produkcja w Burmie, w Belgii i w Niemczech, którym działania wojenne utrudniały lub uniemożliwiły import rudy.

W Hiszpanii zmniejszona produkcja rudy w kopalniach spowodowała zamknięcie licznych hut ołowiu. Jej hutnictwo było zdolne produkować rocznie do 300 tys. t metalu, dzisiaj jednak produkcja ta poważnie spadła, kopalnia bowiem Penarroya, dostarczająca 135 tys. t rudy, została zamknięta, a kopalnia Carthagene, dostarczająca 100 tys. t rudy, znajduje się w likwidacji.

Najlepiej przedstawia się dziś hutnictwo ołowiu w St. Zjedn.

Regeneracja ołowiu była dotąd mało znana. Obecnie wykazuje ona wzrost zwłaszcza w St. Zjedn., gdzie jej procentowy udział w ogólnej produkcji ołowiu stale się zwiększa. W 1943 r. regenerowany ołów stanowił tam 43% całkowitej jego wytwórczości.

Światowa produkcja ołowiu miała swój punkt kulminacyjny w 1929 r. Teraz stan ten jest znacznie niższy. Aby osiągnąć poziom maksymalny, należy w dziedzinie przemysłu ołowianego rozwiązać najpierw problem braku sił roboczych (który odczuwa większość producentów) i wznowić wzgl. zreorganizować produkcję w krajach, w których została ona wstrzymana bądź z powodu zniszczeń wojennych, bądź też na skutek przestarzenia się urządzeń technicznych w zakładach pracy.

Konsumcja ołowiu. Przedwojenna światowa konsumcja ołowiu wynosiła niespełna 1.700 tys. t z czego ⅔ były zużywane przez przemysł budowlany i elektryczny. Zrozumiałe więc jest, że w czasie wojny zużycie ołowiu we wszystkich krajach (z wyjątkiem St. Zjedn.) b. zmalało, po zakończeniu wojny natomiast zapotrzebowanie na ołów stało się kwestią palącą. Zniszczenia wojenne i zaniedbanie budownictwa w ciągu 6 lat wojny — to dwa czynniki, które spowodowały olbrzymi wzrost popytu na ołów. Jednakże efektywne zużycie ołowiu znajduje się jeszcze znacznie poniżej poziomu przedwojennego.

Największymi konsumentami ołowiu są St. Zjedn. i Wielka Brytania. Zużycie ołowiu w St. Zjedn. przedstawiało się następująco:

W	1929	r. —	880	tys.	t	ameryk.
„	1938	„ —	546	„	„	„
„	1939	„ —	667	„	„	„
„	1940	„ —	782	„	„	„
„	1941	„ —	1.050	„	„	„
„	1942	„ —	1.000	„	„	„
„	1943	„ —	1.100	„	„	„
„	1944	„ —	1.090	„	„	„
„	1945	„ —	1.000	„	„	„

Najwięcej ołowiu zużywała produkcja akumulatorów (do 300 tys. t rocznie) i kabli (ponad 100 tys. t na rok).

Przestawienie po wojnie przemysłu wojennego na cele pokojowe spotęgowało w wielkim stopniu popyt na ołów. Spadek konsumcji w latach 1945 — 1946 nie był bynajmniej wynikiem mniejszego zapotrzebowania, lecz wyłącznie brakiem tego metalu.

Konsumcję ołowiu w Wielkiej Brytanii przedstawia poniższe zestawienie (w tonach ang.):

Rok	Konsumcja	Ołów regenerowany	Ołów importowany
1942	318.745	89.283	229.462
1943	284.243	87.190	197.053
1944	282.621	77.236	205.385
1945	294.104	70.513	223.591

W kraju tym najwięcej ołowiu zużywano na produkcję kabli. Jego ogólne zużycie w Wielkiej Brytanii w czasie wojny spadło, gdyż w 1939 r. wynosiło 395 tys. t. Zakończenie wojny spowodowało w Wielkiej Brytanii wzrost popytu na ołów z tych samych przyczyn co w St. Zjedn.

Większymi konsumentami ołowiu przed wojną były również Niemcy (236 tys. t w 1938 r.), Japonia (120 tys. t) i Francja (107 tys. t). Wyeliminowanie 2 pierwszych krajów z powojennego szeregu wolnych państw zmniejsza wprawdzie zużycie w nich ołowiu, nie może wszakże wyrównać różnicy między podażą i popytem, albowiem zapotrzebowanie na ołów w innych krajach, dotkniętych wojną, znacznie wzrosło. Zastosowanie ołowiu we współczesnej technice jest ogromne. Używa się go do wyrobu bieli ołowianej, minii, akumulatorów, kabli, amunicji, płyt, blach, rur, czcionek drukarskich; wyroby z ołowiu znajdują też wielkie zastosowanie w przemyśle budowlanym i samochodowym, jak również na stopy do lutowania, osłony chroniące przed szkodliwym działaniem promieni radioaktywnych itd. Na ogół należy spodziewać się trwałego wzrostu jego konsumcji.

Przed ostatnią wojną światowy rynek ołowiu podzielony był na 2 części, z których każda tworzyła pewną zamkniętą całość. Jedną z nich były St. Zjedn., drugą — reszta świata. Stany Zjedn. odgrodziły się od reszty świata wysokim cłem importowym. Po wojnie równowaga ta została zachwiana. St. Zjedn. stały się mimo własnej znacznej produkcji — wielkim odbiorcą ołowiu, lecz tylko potencjalnym; reszta świata cierpi również na jego niedobór.

Zużycie ołowiu w br. w St. Zjedn. oceniane jest na 1.055 tys. t; przewiduje się tam niedobór na ok. 200 tys. t, jakkolwiek wysokie cło importowe zostało w St. Zjedn. już od 1943 r. zniesione. Jeśli chodzi o deficyt ogólnoświatowy, przypuszcza się, że wyniesie on w br. ok. 150 tys. t. Prawdopodobne zapotrzebowanie światowe na ołów w 1948 r. będzie wynosiło ponad 2.400 tys. t.

Przed wojną ołów importowany do St. Zjednoczonych stanowił 10% ołowiu, dostarczanego przez rudy rodzime. Obecnie kraj ten importuje 20% ołowiu, zużywanego u siebie. W sprawie importu ołowiu St. Zjedn. prowadzą pertraktacje z Kanadą, Meksykiem i Peru. Własne ich rezerwy ołowiu spadły z 47 tys. t w styczniu 1946 r. na 43 tys. t w grudniu tegoż roku. Import i eksport ołowiu St. Zjedn. przedstawiał się w tonach ameryk. następująco:

Rok	Import	Eksport
1939	85.827	74.392
1943	322.061	2.003
1945	321.612	1.407

Import i eksport ołowiu Wielkiej Brytanii przedstawiał się w tonach ang. jak poniżej:

Rok	Import	Eksport
1938	410.282	14.790
1943	226.528	5.487
1945	176.630	11.249

Porównując amerykańskie i angielskie obroty zagraniczne ołowiem zauważamy odmienne zjawiska na odcinku importowym. Import ołowiu do St. Zjedn. poważnie wzrósł, do Wielkiej Brytanii w ciągu lat wojennych znacznie zmalał. Natomiast co do zapasów ołowiu, w Wielkiej Brytanii występuje to samo zjawisko co w St. Zjedn.: zapasy, wynoszące 63 tys. t metrycznych

w styczniu 1946 r., spadły na 24,7 tys. t w grudniu tegoż roku.

Niemcy przedwojenne importowały 1/3 konsumowanego przez to państwo ołowiu. Maksymalny import przypadł na 1927 r., wynosząc 157 tys. t, a minimalny na 1934 r., wynosząc 48 tys. t. Niemiecki eksport ołowiu wynosił 31,6 tysięcy t w 1930 r., a 1,1 tys. t w 1936 r. Przewiduje się, że dzisiejsze Niemcy tak wysokiego importu już nie osiągną.

Ceny ołowiu na rynku światowym. Celem zobrazowania sytuacji na światowym rynku ołowiu należy jeszcze przedstawić pokrótce kształtowanie się cen tego metalu. Ilustrują to poniższe zestawienia:

1) Kształtowanie się ceny ołowiu w Londynie (w funtach szterlingów za 1 tonę ang.)

Sierpień 1938 r.	—	16,11
18. 12. 1939 r.	—	25
11. 6. 1945 r.	—	30
15. 1. 1946 r.	—	39
18. 4. 1946 r.	—	45
1. 7. 1946 r.	—	55
1. 1. 1947 r.	—	71,50

2) Kształtowanie się ceny ołowiu w Stan. Zjedn. (w centach ameryk. za 1 funt ang.)

1942 r.	—	6,94
1943 r.	—	7,66
1944 r.	—	8,17
grudzień 1946 r.	—	12,55

3) Przedwojenna i powojenna cena 4 głównych metali nieżelaznych w Londynie, Nowym Jorku i Francji:

a) w Londynie w funtach szterlingów za 1 tonę ang.:

	Ołów	Miedź	Cyna	Cynk
1 września 1939 r.	16,11	52,15	230	15,1
1 stycznia 1947 r.	71,5	117,00	380	70,0
spółczynnik podroż.	4,43	2,24	1,65	4,63

b) w Nowym Jorku w centach ameryk. za 1 funt ang.:

	Ołów	Miedź	Cyna	Cynk
1 września 1939 r.	5,05	10,50	48,75	4,75
19 grudnia 1946 r.	12,55	19,50	72,00	10,50
spółczynnik podroż.	2,48	1,85	1,43	2,21

c) we Francji we frankach francuskich za 1 tonę metryczną:

	Ołów	Miedź	Cyna	Cynk
sierpień 1939 r.	3.800	10.470	46.940	3.570
sierpień 1946 r.	32.640	46.000	205.000	29.500
spółcz. podroż.	8,59	4,39	4,37	8,26

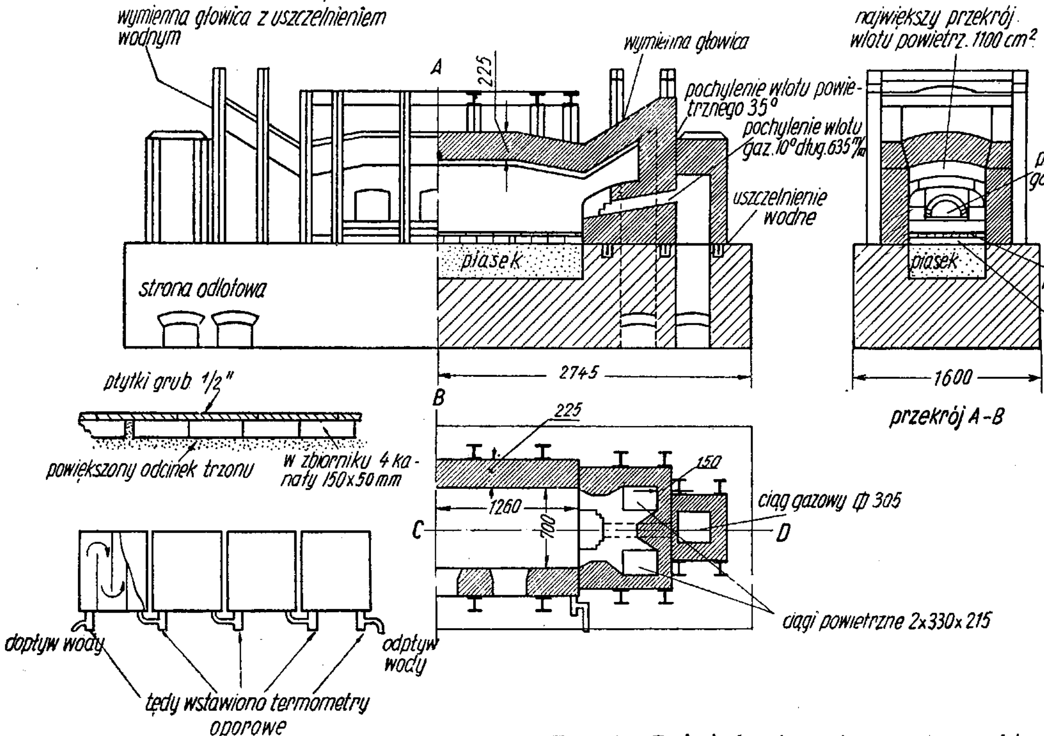
Wnioski na przyszłość. Liczby w powyższych zestawieniach wykazują, że w powojennej gospodarce światowej istnieje brak równowagi między popytem a podażą ołowiu. Popyt jest znacznie większy niż podaż. Aby przywrócić tę równowagę należy osłabić popyt przez zmniejszenie konsumcji ołowiu, lub zwiększyć podaż przez wzmożenie jego produkcji. Osiągnięcie pierwszego postulatu wydaje się, w dzisiejszym — zniszczonym przez wojnę — świecie nieprawdopodobne. Pozostaje zatem drugi. Trzeba wzmóc produkcję ołowiu i tym samym zwiększyć jego podaż. Warunki ku temu są, gdyż stwarza je autoregulacja życia gospodarczego. Wysokie ceny ołowiu pozwalają wznowić produkcję rudy ołowianej w tych kopalniach, w których trudne warunki pracy czyniły jej eksploatację przy niskich cenach nierentowną. Wysokie ceny ołowiu na rynku światowym stwarzają warunki, umożliwiające np. eksploatację rudy ołowianej w kopalniach Almagrera w Hiszpanii, gdzie złoża rudy znajdują się 400 m poniżej poziomu morza i gdzie eksploatację rudy podraża wypompowywanie wielkich ilości wody. Wysoka cena ołowiu zezwoli również na rozpoczęcie eksploatacji rudy w trudnych warunkach argentyńskich i uczyni rentowną produkcję rud o mniejszej zawartości ołowiu. Kopalnie o przestarzałych urządzeniach mogą zdobyć odpowiednie kapitały na modernizację. Na krótki okres czasu podaż może być zwiększona przez wzmożenie regeneracji ołowiu z odpadków i zniszczonych wskutek wojny obiektów, kryjących w swych ruinach znaczne ilości urządzeń ołowianych. Jak widać, wyjście z obecnego pozornego impasu na światowym rynku ołowiu istnieje. Rekapitulując powyższe rozważania śmiało rzec można, że ołów zyskuje coraz więcej na znaczeniu.

Nowości z dziedziny hutnictwa

STALOWNICTWO

Badanie problemów cieplnych pieca martenowskiego w piecu doświadczalnym *)

I. Założenie badań. Przegląd współczesnej literatury hutniczej pozwala stwierdzić, że dziś kładzie się duży nacisk na potanienie produkcji stali, a brak paliwa i stały wzrost ceny tegoż tłumaczą dążenie do zmniejszenia jego zużycia. Badania zagadnień cieplnych w piecach martenowskich mają na celu ustalenie wytycznych dla ich budowy i prowadzenia. Wykonanie pomiarów cieplnych na piecach ruchowych łączy się wszakże ze znacznymi trudnościami i kosztami, na piecach tych trudno jest bowiem wypróbowywać budowę głowic, decydujących o przebiegu spalania i równocześnie o przeniesieniu ciepła na wsad, a same pomiary obciążone są poważnym błędem. Dlatego też wykonanie badań cieplnych przeniesiono na piec doświadczalny, będący kopią — w skali 1:5 — jednego z pieców, pracujących w zakładach, w których prowadzono owe badania. Piec doświadczalny opalano mieszanką gazu wielkopiecowego i koksowego.



Rys. 1. Doświadczalny piec martenowski.

Główne wymiary pieca były następujące (rys. 1):

Długość trzonu (od głowicy do głowicy)	2 500 mm
Szerokość trzonu	700 mm
Wysokość przestrzeni roboczej (maksimum)	650 mm
Przekrój wylotu gazu maksimum	168 cm²
Przekrój wylotu powietrza maksimum	1 100 cm²
Nachylenie wylotu gazu	10°
Nachylenie wylotu powietrza	35°
Przekrój ciągu gazu	930 cm²
Przekrój ciągu powietrza (suma obu ciągów)	1 430 cm²
Całkowita długość pieca	4 900 mm
Całkowita szerokość pieca	1 170 mm

Należy wziąć pod uwagę, że ważne jest zarówno podobieństwo geometryczne, jak aerodynamiczne i termiczne, jeżeli otrzymane wyniki mają odpowiadać warunkom pracy pieców ruchowych. Zachowanie podobieństwa geometrycznego nie nastręczało żadnych trudności, jednakże geometryczne zmniejszenie wymiarów pieca zmienia warunki aerodynamiczne, o ile temperatura pracy normalnych pieców martenowskich ma być zachowana.

W piecu martenowskim płomień jest dyfuzyjny, tj. powietrze i gaz mieszają się z sobą przez dyfuzję po opuszczeniu palnika. Szybkość zmieszania gazu i powietrza zależy od stopnia wzburzenia przepływu, wzburzenie zaś przepływu charakteryzuje liczba Reynoldsa przepływu gazu w zamkniętym przewodzie $Re = \frac{v, d}{\nu}$, gdzie v = liniowa szybkość, d = hydrauliczna średnica przewodu i ν = lepkość kinetyczna strumienia gazu. Ponieważ w modelu średnica d ulegla zmniejszeniu, wartość ilorazu $\frac{v}{\nu}$ trzeba odpowiednio zwiększyć. Odrzucono myśl zwiększenia szybkości v, zdecydowano się natomiast pracować przy niższych temperaturach niż te, przy których normalnie pracują piece martenowskie, wielkość ν spada bowiem, gdy temperatura maleje. W związku z tym zrezygnowano w ogóle z komór regeneratorowych i stosowano zimne powietrze i zimny gaz. Tempera-

*) Journal of The Iron and Steel Institute 1947, tom 155, część 3, str. 392/422.

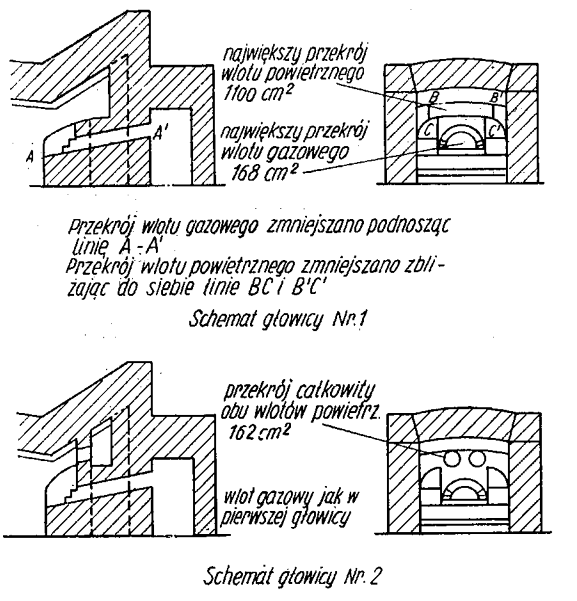
tura w piecu wahała się od 600 do 1000°. Odpadła oczywiście możliwość topienia stali. Kąpiel metalową zastąpiono 4 zbiornikami wody, ułożonymi w trzonie pieca.

Dzięki pomiarowi ilości przepływającej przez zbiorniki wody i przyrostu jej temperatury otrzymywano wielkość przenikania ciepła w dół. Zbiorniki te przykryto płytkami grubości 13 mm, z materiału ogniotrwałego, celem otrzymania pewnej izolacji między zbiornikami a płomieniem. W ten sposób otrzymano stopień przenikania ciepła w dół, wielkości, zbliżonej do przenikania ciepła do wsadu w piecu martenowskim. Dalej, jakkolwiek piec ten wykonano jako symetryczny, pracowano na nim wszakże tylko w jednym kierunku.

Pozostaje do omówienia sprawa podobieństwa warunków cieplnych. Przeniesienie ciepła w piecach produkcyjnych odbywa się przez konwekcję i promieniowanie. Udział promieniowania w przeniesieniu ciepła ze wzrostem temperatury znacznie wzrasta. Szybkość spalania także wzrasta wraz z temperaturą. Wynika stąd, że otrzymanie tych samych warunków cieplnych przy różnych temperaturach jest rzeczą niemożliwą. Stworzono jednak warunki przenikania ciepła do trzonu, podobne do istniejących w piecu martenowskim, po zrównaniu przed roztopieniem i krótko po roztopieniu.

II. Wykonanie i wyniki badań. Pomiary wykonywano przez 2 lata i prowadzi się je nadal. W pomiarach dążono do możliwie dużej dokładności i do wyeliminowania czynników zmiennych, nieopanowanych. Otrzymano wyniki z o wiele mniejszym rozrzutem punktów niż przy pomiarach na jednostkach ruchowych. Co prawda daleko tu jeszcze do dokładności wyników laboratoryjnych. Uznano, że należy zbadać a) czynnik kształtu pieca i b) czynnik warunków pracy pieca.

Ad a) Zbadano znaczenie przekroju wylotu gazu i powietrza oraz ich kształtu. Wykonano to w ten sposób, że nie zmieniając zasadniczej zewnętrznej budowy głowic, zmieniano przekrój wylotu gazu od 58 cm² do 168 cm² i przekrój wylotu powietrza od 162 cm² do 1100 cm². Wylot powietrza o przekroju 162 cm² wykonano jako dwudzielny (rys. 2).

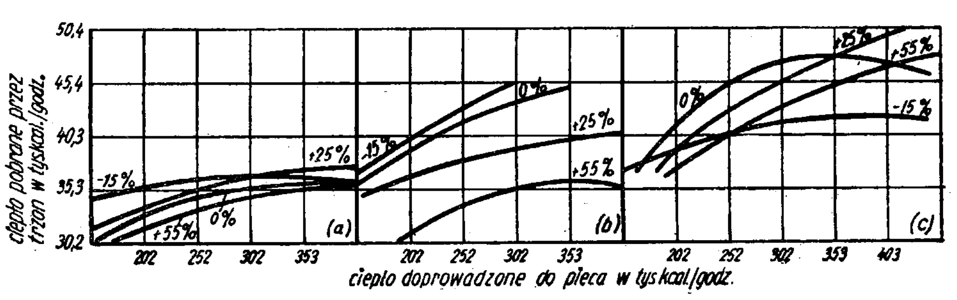


Rys. 2. Schemat głowic, użytych w badaniach.

Ad b) Przeprowadzono pomiary dla różnej wartości opałowej gazu, dla różnej ilości gazu, dla różnego stosunku powietrza do gazu i dla różnego ciśnienia w piecu.

O ile szczegółowe wyniki możemy pominąć, o tyle interesujące są wnioski, jakie wysnuto z tych wyników.

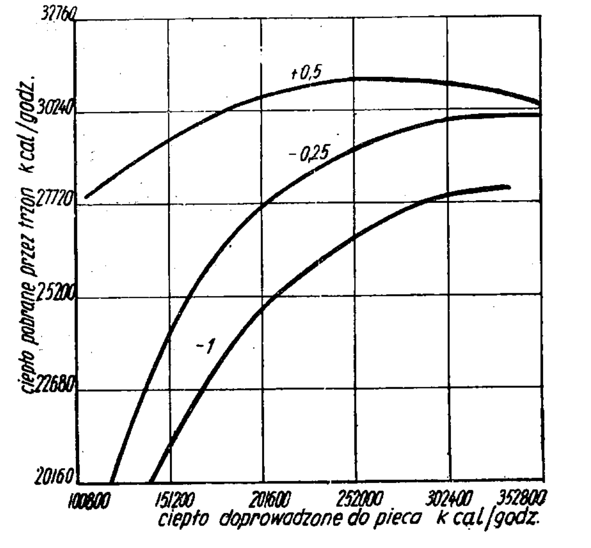
III. Omówienie wyników badań. a) Nadmiar powietrza. Podstawy teorii techniki cieplnej wskazują, że nadmiar powietrza jest, ze względu na straty cieplne, jakie powoduje, niepożądany. Z drugiej strony większość stalowników jest zdania, że pewien nadmiar powietrza (od 15 do 20%) jest — dla zapewnienia



Rys. 3. Wpływ stosunku powietrze/gaz.

Przekrój wylotu powietrza 1 100 cm² dla (a), (b); 162 cm² dla (c).
Przekrój wylotu gazu 168 cm² dla (a); 168 cm² dla (c).
Przekrój wylotu gazu 58 cm² dla (b).
Wartość opałowa gazu 1 600 k cal/m³ dla (a), (b), (c).
Ciśnienie pod sklepieniem + 0,5 mm słupa wody dla (a), (b), (c).
Kształt głowicy Nr 1 dla (a), (b); Nr 2 dla (c).
Liczby, naniesione na rysunku podają % nadmiaru lub niedomiaru powietrza (0% określa teoretyczną ilość powietrza).

dokładnego spalania niezbędny. Istnieją 2 wyjaśnienia: 1) że pewien nadmiar powietrza jest dla dokładnego spalenia gazu[1]) przy niektórych rodzajach głowic konieczny i 2) że nadmiar powietrza daje stosunkowo chłodną warstwę gazów między sklepieniem a gorącymi spalinami, pozwalając na bardziej intensywną pracę pieca.[2]) Otrzymane wyniki wykazują (rys. 3), że gdyby można było zbudować głowice, które by nie wymagały nadmiaru powietrza, uzyskałoby się o wiele lepszą sprawność pieca. Jakkolwiek nadmiar powietrza polepsza zmieszanie powietrza i gazu, jak podaje Rummel, korzyść ta łączy się niezmiennie z powiększeniem strat cieplnych w spalinach. Jeżeli piec wymaga — dla dobrego zmieszania — zbyt wielkiego nadmiaru powietrza, należy uznać, że konstrukcja jego głowic jest zła.



Rys. 4. Krzywe, charakteryzujące wpływ ciśnienia w piecu.

Liczby, odniesione do krzywych, podają ciśnienie pod sklepieniem w mm słupa wody.

Przekrój wylotu powietrza 1 100 cm².

„ „ gazu 168 „

Stosunek powietrze/gaz: teoretyczny.

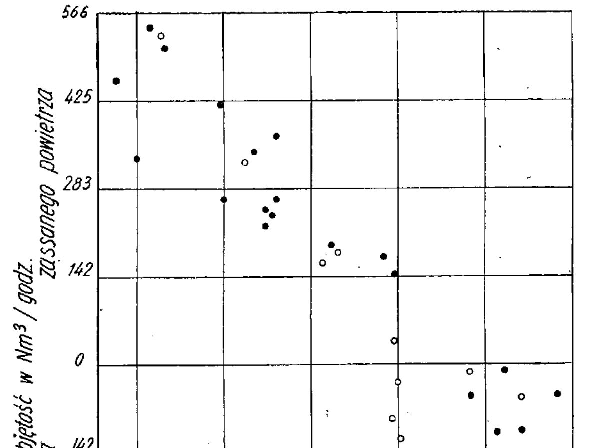
Wartość opałowa gazu 1 335 kcal/Nm³.

Kształt głowicy Nr 1.

b) Ciśnienie w piecu. Otrzymano całkowitą zgodność danych teoretycznych z obserwacjami praktycznymi, a mianowicie, gdy pracowano z podciśnieniem w piecu, otrzymano duże zasysanie powietrza i obniżenie ilości ciepła, przenoszonego na wsad (rys. 4). Ze wzrostom ciśnienia w piecu zasysanie powietrza maleje, a przeniesienie ciepła na wsad wzrasta. Optimum osiąga się, gdy ciśnienie w piecu jest takie, że równowaga między atmosferycznym ciśnieniem zewnętrznym, a ciśnieniem w piecu zachodzi na poziomie progu. Stąd łatwo obliczyć ciśnienie, jakie winno panować pod sklepienem pieca. Dla pieca doświadczalnego optymalne ciśnienie wynosiło 0,65 do 0,7 mm słupa wody, dla normalnego pieca zaś ok. 2,5 mm słupa wody. Przy tym ciśnieniu zasysanie powietrza do przestrzeni roboczej spada do minimum, straty zaś, spowodowane wybijaniem płomienia, są jeszcze małe. Otrzymane wyniki wykazały, że przy nadciśnieniu pod sklepieniem powyżej 0,5 mm słupa wody zasysanie powietrza zmalało do zera, a ilość wybijających gazów spalinowych nie była wielka (rys. 5). Ponadto należy stwierdzić, że chłodzące działanie zassanego powietrza jest cieplnie gorsze od strat, spowodowanych wybijaniem pewnych ilości spalin przez klapy.

Coraz szerzej uznaje się dziś wprawdzie wartość kontroli ciśnienia w piecu, poprzestaje się jednak na bezpośredniej obserwacji wybijania płomienia przez klapy, które może być wywołane nie tylko wyższym ciśnieniem w piecu, lecz również skierowaniem płomienia na klapy wskutek rozszczepienia płomienia przy dużych szybkościach powietrza lub uszkodzeń wylotu gazu). Obserwacje stwierdziły, że jeżeli płomień wybija przez klapy, to pomimo że zjawisko to nie jest całkowicie zgodne ze wskazaniami aparatu, zasysanie powietrza maleje. Z drugiej strony, jeżeli wybijanie płomienia nie jest usprawiedliwione odpowiednim ciśnieniem w piecu, zachodzi podejrzenie, że kierunek płomienia jest niewłaściwy i może spowodować nadmierne zużycie wyprawy pieca. Stwierdzono także, że w pracy przy wyższym ciśnieniu w piecu otrzymuje się niższe temperatury sklepienia, przy równocześnie większym przeniesieniu ciepła do trzonu pieca.

c) Wartość opałowa gazu. W badaniach używano 2 mieszanek gazu koksowego i wielkopiecowego, o wartości opałowej 1355 kcal/m³ i 1600 kcal/m³. Przeprowadzono też porównawcze badania nad mieszankami gazu w granicach wartości opałowej 890 kcal/m³ do 1780 kcal/m³. Użycie bardziej kalorycznego gazu daje korzyść osiągnięcia wyższej temperatury,

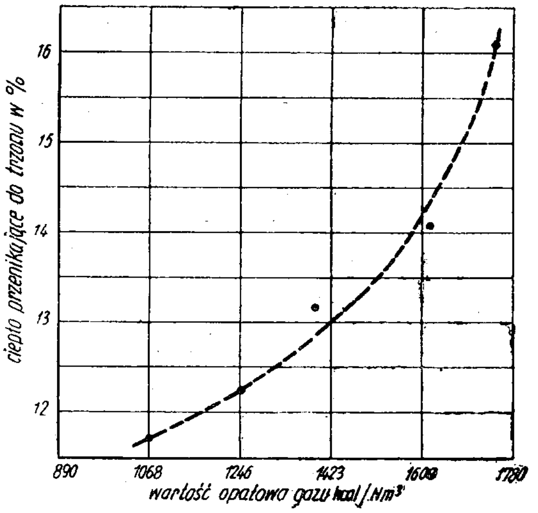


Rys. 5. Wpływ ciśnienia w piecu na zasysanie powietrza i wybijanie płomienia.

[1]) K. Rummel. Archiv für das Eisenhüttenwesen 1937, tom 10, str. 505, 541; tom 11, str. 19, 67, 113, 163, 215.

[2]) J. H. Chesters and M. W. Thring. The Iron and Steel Institute 1946, Special Report Nr 37.

dzięki czemu wzrasta znacznie szybkość przenikania ciepła do wsadu, ilość zaś spalin, przypadających na 1 kalorię, zmniejsza się, co prowadzi do zmniejszenia strat cieplnych w spalinach (rys. 6). Wynik ten jest



Rys. 6. Wpływ wartości opałowej gazu (inne czynniki stałe).

Przekrój wylotu powietrza 1 100 cm².

„ „ gazu 168 „

Ciśnienie pod sklepieniem + 0,5 mm słupa wody.

Stosunek powietrze/gaz: teoretyczny.

Dopływ ciepła 246 000 kcal/godz.

Kształt głowicy Nr 1.

najzupełniej zgodny z teorią. Należy tylko zwrócić uwagę na to, że w badaniach nie zajmowano się zagadnieniem świecenia płomienia i wpływem świecącego płomienia na szybkość przenikania ciepła do wsadu.

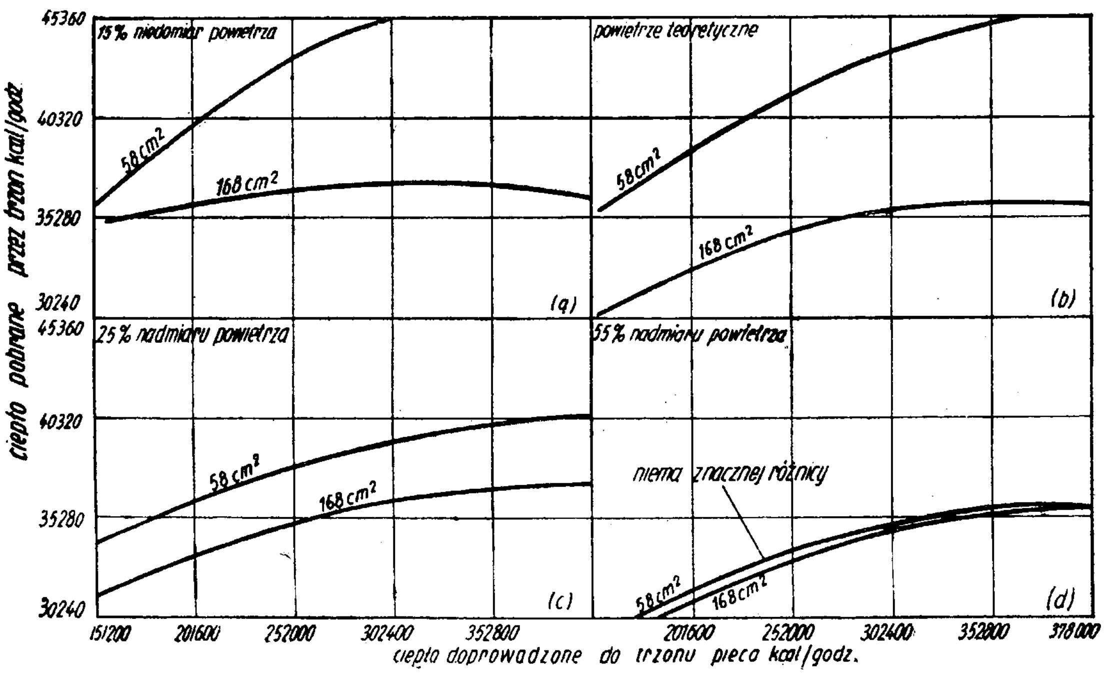
d) Budowa głowic. Ogólnie uznano, że zmieszanie gazu i powietrza winno nastąpić możliwie we wczesnym stadium przejścia ich przez przestrzeń piecową. Ujęcie zagadnienia zmieszania i spalenia autorzy przyjmują wg Rummla [1]). Spalanie jest procesem momentalnym, idącym razem z postępującym zmieszaniem gazu i powietrza, stopień zmieszania jest zatem podstawą oceny przebiegu spalania. Najważniejszymi czynnikami, sprzyjającymi szybkiemu i dokładnemu zmieszaniu, są:

α) Duża różnica między szybkościami wypływu gazu i powietrza.

β) Duże szybkości strumienia zarówno gazu jak i powietrza.

γ) Nadmiar powietrza.

Ad α) Najlepsze zmieszanie osiąga się, gdy strumień gazu o dużej szybkości wpada w przestrzeń powietrza, będącego w spoczynku (lub na odwrót). Niemniej gaz dla całkowitego zmieszania i spalania wymaga pewnej drogi, na której proces ten się odbywa, a ponadto także pewnej ilości powietrza. Wielkość tej drogi wzrasta ze średnicą palnika, czy głowicy, z której gaz wypływa. Zgodnie z tym należałoby dla otrzymania szybkiego zmieszania jeden wylot (powietrza) budować duży, drugi zaś (gazu) możliwie mały. Jednakże kwestia osiągalnego ciśnienia gazu ogranicza możliwości zbyt znacznego zmniejszenia przekroju wylotu gazu. Trudność tę dałoby się ominąć, stosując zamiast jednego — 2 wyloty gazu. Wówczas każdy z wylotów będzie miał odpowiednio mniej-



Rys. 7. Wpływ wielkości wylotu gazu.

Przekrój wylotu powietrza 1 100 cm².

Wartość opałowa gazu 1 600 kcal/Nm³.

Ciśnienie pod sklepieniem + 0,5 mm słupa wody.

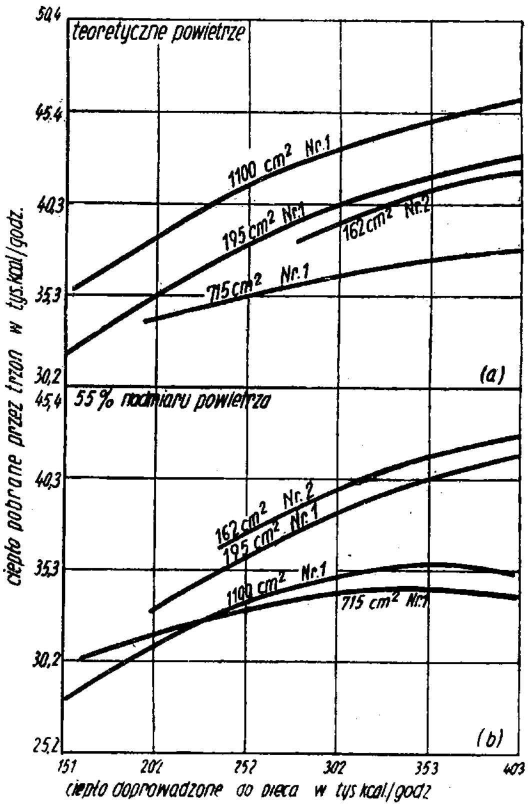
Kształt głowicy Nr 1.

szą, zmienną średnicę swego przekroju. Myśl ta przypomina stary typ budowy pieca martenowskiego z 2 lub więcej wylotami gazu do pieca, zarzucony z powodu trudności konstrukcyjnych i ruchowych. Autorzy sądzą, że współczesny system budowy, z zastosowaniem chłodzenia wodnego i obecne materiały ogniotrwałe, winny te trudności zniwelować.

Ad β) Najlepsze zmieszanie gazu i powietrza można otrzymać, gdy oba strumienie z dużą szybkością padają na siebie pod pewnym kątem. W praktyce szybkość powietrza nie może być jednak zbyt wielka, ponieważ przekrój wylotu powietrza musi być dostatecznie duży dla odebrania spalin z przestrzeni roboczej pieca. Różne proponowane metody zmniejszania przekroju wylotu powietrza na okres wylotu tegoż i zwiększania na okres odbioru spalin, nie znalazły zastosowania ze względu na trudności, związane z temperaturą pracy.

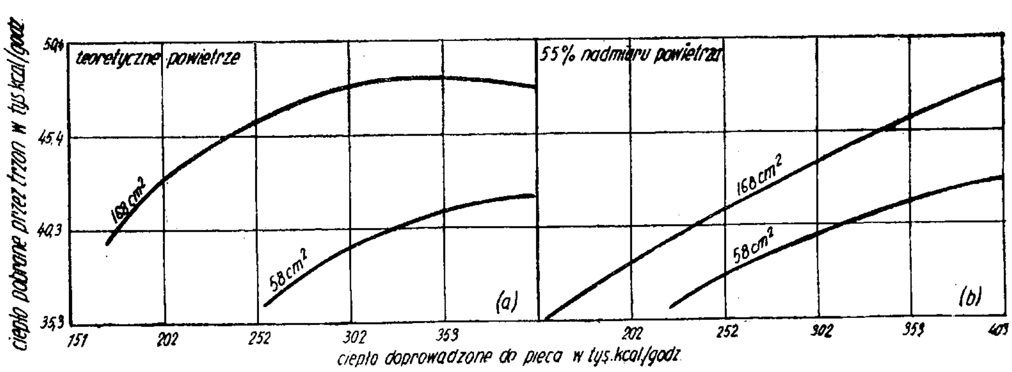
Ad γ) Jeżeli przy małym wylocie gazu i dużym powietrza zwiększymy wylot gazu, otrzymamy zmniejszenie przeniesienia ciepła na wsad, wskutek pogorszonego stopnia zmieszania (rys. 7). Ten sam skutek osiągniemy, nie zmieniając wylotu gazu, lecz zmniejszając wylot powietrza. W obu przypadkach stosunek szybkości gazu i powietrza ulega zmniejszeniu. Wszakże, zmniejszając wylot powietrza, wprowadzamy czynnik drugi, wysokiej szybkości gazu i powietrza, przy dalszym więc zmniejszaniu przekroju wylotu powietrza zmieszanie gazu i powietrza poprawia się. Poprawia się także przeniesienie ciepła na wsad. Wpływ szybkiego wypływu powietrza szczególnie uwidocznia się przy dużym (55%) nadmiarze powietrza (rys. 8). Równocześnie, przy najmniejszym przekroju wylotu powietrza stwierdzono, że powiększenie wylotu gazu daje lepszy wynik (rys.9), przy dużym zaś wylocie gazu zmniejszenie wylotu powietrza daje lepszy wynik (rys. 10).

Otrzymane wyniki wykazują, że mamy pewien zakres szybkości wypływu powietrza, przy którym sprawność cieplna jest najmniejsza. Jest to zgodne z teorią Rummla. Rys. 11 wskazuje, że zmiania szybkości wypływu powietrza (Vp), przy stałej szybkości wypływu, gazu, powoduje zmianę stopnia zmieszania wg krzywej A. Minimum zmieszania otrzymuje się, gdy Vp = Vg (zero, jako czynnik różnicy szybkości wypływu). Krzywa B wprowadza czynnik szybkości wypływu, gdzie stopień zmieszania wzrasta z kwadratem szybkości wypływu Vp. Krzywa C jest sumą obu



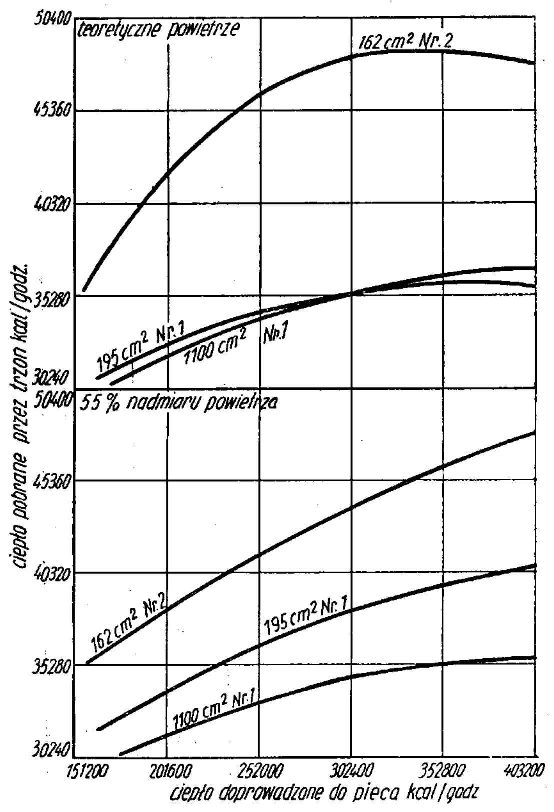
Rys. 8. Wpływ wielkości wylotu powietrza.

Przekrój wylotu gazu 58 cm².
Wartość opałowa gazu 1 600 kcal/Nm³.
Ciśnienie pod sklepieniem + 0,5 mm słupa wody.



Rys. 9. Wpływ wielkości gazowej.

Krzywe uległy przestawieniu w porównaniu z rys. 7 dzięki małemu przekrojowi wylotu powietrza.
Przekrój wylotu powietrza 62 cm².
Wartość opałowa gazu 1 600 kcal/Nm³.
Ciśnienie pod sklepieniem + 0.5 mm słupa wody.
Kształt głowicy Nr 2.



Rys. 10. Wpływ wielkości wylotu powietrza.

Przekrój wylotu gazu 58 cm².
Wartość opałowa gazu 1 600 kcal/Nm³.
Ciśnienie pod sklepieniem + 0,5 mm słupa wody.

krzywych i wskazuje, że minimum stopnia zmieszania otrzymuje się dla szybkości wypływu powietrza Vp, mniejszej od szybkości wypływu gazu Vg. Minimum otrzymuje się, gdy szybkość wypływu powietrza jest 2 razy mniejsza niż szybkość wypływu gazu: $Vp = \frac{1}{2} Vg$. Praktycznie biorąc, piece martenowskie budowane są dla małych szybkości wypływu powietrza Vp, tj. zakres szybkości wypływu powietrza jest w lewej części krzywej C (rys. 11). O wiele lepsze jednak zmieszanie można by osiągnąć, przechodząc na prawą stronę krzywej C, przy dużych szybkościach Vp, co wymagałoby stosunkowo znacznego ciśnienia powietrza i specjalnych głowic dla odprowadzenia spalin i co jest np. możliwe w piecu z jednym kierunkiem spalin.

Analiza powyższa nie uwzględnia jeszcze wpływu kąta padania strumienia powietrza na gaz. Jeżeli powietrze i gaz padają na siebie pod dużym kątem, zwłaszcza przy dużych szybkościach, zmieszanie ulegnie polepszeniu.

Ogólne wnioski na temat budowy głowic można ująć następująco:

1) Dla zapewnienia szybkiego mieszania gazu i powietrza piec winien otrzymać bądź małe wyloty gazu i b. duże wyloty powietrza, bądź duże wyloty gazu i małe powietrza. Pośrednie wymiary są niekorzystne.

2) W piecach, mających stosunkowo duże wyloty gazu i małe powietrza, te ostatnie winny być skierowane ku wylotom gazu, co oczywiście stosowane jest niemal we wszystkich piecach, niezależnie od wielkości wylotów.

3) Wylot powietrza winien otaczać wylot gazu możliwie najwięcej.

4) Mały wylot (gazu lub powietrza) winien być podzielony na 2 lub więcej mniejszych wylotów.

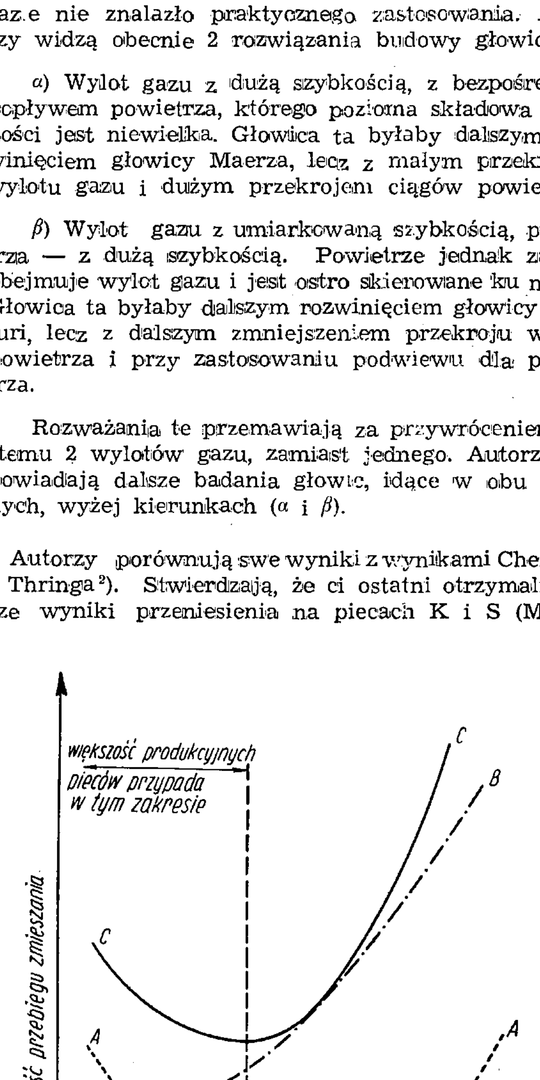
Przechodząc do praktycznego zastosowania należy stwierdzić, że wykonanie głowicy z dużym wylotem gazu i małym powietrza wymagać będzie pewnego nadciśnienia powietrza, co jest łatwe do osiągnięcia. Odprowadzenie jednak spalin taką samą głowicą przedstawia poważną trudność stworzenia odpowiedniego ciągu, a w razie stworzenia owego ciągu powstaje niebezpieczeństwo zasysania dużych ilości powietrza przez części pieca, w których panuje znaczne podciśnienie. Inne rozwiązanie tego zagadnienia narazie nie znalazło praktycznego zastosowania. Autorzy widzą obecnie 2 rozwiązania budowy głowic:

α) Wylot gazu z dużą szybkością, z bezpośrednim dopływem powietrza, którego poziomna składowa szybkości jest niewielka. Głowica ta byłaby dalszym rozwinięciem głowicy Maerza, lecz z małym przekrojem wylotu gazu i dużym przekrojem ciągów powietrza.

β) Wylot gazu z umiarkowaną szybkością, powietrza — z dużą szybkością. Powietrze jednak zawsze obejmuje wylot gazu i jest ostro skierowane ku niemu. Głowica ta byłaby dalszym rozwinięciem głowicy Venturi, lecz z dalszym zmniejszeniem przekroju wylotu powietrza i przy zastosowaniu podwiewu dla powietrza.

Rozważania te przemawiają za przywróceniem systemu 2 wylotów gazu, zamiast jednego. Autorzy zapowiadają dalsze badania głowic, idące w obu podanych, wyżej kierunkach (α i β).

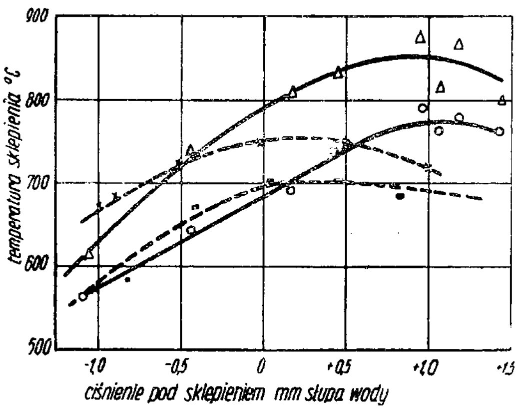
Autorzy porównują swe wyniki z wynikami Chestersa i Thringa [2]). Stwierdzają, że ci ostatni otrzymali lepsze wyniki przeniesienia na piecach K i S (Maerza



Rys. 11. Teoretyczny wpływ przekroju wylotu powietrza na zmieszanie gazu i powietrza.

i Semi-Venturi), mających większe wyloty gazu, co pozornie byłoby sprzeczne z ich wynikami. Jednakże wyniki owe otrzymano dzięki większym ilościom gazu, który można było przez te wyloty doprowadzić do pieca, dysponując nawet ograniczonym ciśnieniem tego gazu. Chociaż jasność wyników, otrzymanych przez Chestersa i Thringa, zaciemniają okoliczności produkcyjne, nie zezwalające na ekperymentowanie, co autorzy na swoim piecu mogli swobodnie czynić, otrzymane wyniki nie przeczą sobie.

e) Temperatura sklepienia. Temperaturę sklepienia mierzono w 10 punktach tegoż — termoparami. Wahała się ona od 400 do 1000° w najszerszych granicach. Najniższe temperatury stwierdzano od strony wlotowej, najwyższe — na głowicy odlotowej spalin. Otrzymane wyniki można tak uogólnić: czynniki, prowadzące do większego przeniesienia ciepła na wsad, powodują również wzrost temperatury sklepienia. Nieco inaczej przedstawia się wpływ ciśnienia w przestrzeni roboczej (rys. 12). Przeciętne tempera-



krzywa	temperatura sklepienia	przekrój wlotu gazowego cm^2	przekrój wlotu powietrznego cm^2	wartość opałowa gazu $kcal/Nm^3$
A △	po stronie wylotowej	58	1100	1600
B ○	średnia	58	1100	1600
C ×	średnia	168	1100	1335
D ■	połowa sklepienia po stronie wlotowej	168	195	1600

Rys. 12. Wpływ ciśnienia pod sklepieniem na temperaturę sklepienia.

tury sklepienia rosną wraz z ciśnieniem, póki nie osiągnie ono wartości zerowej, co jest zrozumiałe, gdyż dopływ powietrza maleje. Poprawia się więc przeniesienie ciepła na wsad i podwyższa się temperatura sklepienia. Przy dalszym wzroście ciśnienia dopływ powietrza maleje dalej, wzrasta zaś temperatura atmosfery gazowej w piecu, co jest wystarczające do tego, by płomień obniżył się w piecu, dając pewne obniżenie temperatury sklepienia, gdy równocześnie przeniesienie ciepła na wsad wzrasta.

f) Podział przenikania ciepła do trzonu. Trzon podzielony był na 4 części. Przy normalnej głowicy, niezależnie od wielkości wylotu gazu, ćwiartka trzonu od strony wylotu otrzymywała niewielką część ciepła. Natomiast większą część energii przejmowały 2 ostatnie ćwiarki. Wskazuje to na to, że temperatura spalin była po stronie odlotowej wysoka, a więc spalanie było przewlekłe. Tam, gdzie wylot powietrza wykonano mały, największą ilość ciepła przejmowała przedostatnia ćwiartka trzonu. Natomiast ostatnia po stronie odlotowej pobierała już mniejszą ilość energii. Równocześnie pobieranie energii przez pierwszą ćwiartkę poprawiło się. Wynika stąd, że układ temperatur spalin zmienił się w związku z poprawą stopnia zmieszania i zarazem przebiegu spalania.

Badania, o których była wyżej mowa, prowadzono na użytek poszczególnych zakładów hutniczych przez okres ok. 2 lat i postanowiono prowadzić je dalej.

Należy zaznaczyć, że dla poznania zjawisk, związanych z pracą pieca martenowskiego, konieczne jest rozpoczęcie systematycznych obserwacji i badań, celem znalezienia najlepszej konstrukcji i najodpowiedniejszego — w naszych warunkach — prowadzenia pieca. Równocześnie powinno się uruchomić istniejącą aparaturę pomiarowo - kontrolną pieców i wycechować ją na nowo, gdyż po wielu latach pracy daje ona niejednokrotnie mylne wskazania. Poza tym wydaje się możliwe zaprowadzenie stałej kontroli ciśnienia przestrzeni roboczej pieca oraz analizy gazu. Zainstalowanie pomiaru ciśnienia i jego regulacji nie przedstawia poważniejszych trudności, a wziąwszy pod uwagę wypowiedzi, oparte na badaniach, osiągnie się tą drogą pewne korzyści. Kontrolę analizy spalin można prowadzić okresowo, aparatem Orsata. Pozwoli ona dobierać właściwy stosunek powietrza i gazu celem otrzymania najkorzystniejszych warunków spalania w piecu. Z kolei ważny byłby pomiar ilości gazu i nastawienie właściwego stosunku ilości gazu do powietrza. Ostatni stały pomiar, jaki piece powinny otrzymać, to pomiar temperatury sklepienia. Pomiar ten będzie wszakże wymagał importu z zagranicy opromieniowanych pirometrów. Dla prowadzenia poważniejszych systematycznych badań konieczne jest stworzenie odpowiedniej stacji cieplnej i wyposażenie jej w komplet aparatów pomiarowych. Taka stacja cieplna mogłaby oddać hutnictwu wiele cennych usług.

E. Bućko

Wpływ wielokrotnego przetapiania na własności stali konstrukcyjnych*)

Zwykły sposób wykorzystania w elektrostalowniach odpadków stopowych polega na przetapianiu ich ze świeżeniem, które ogranicza ilość złomu stopowego we wsadzie do 50% i prowadzi do straty całego szeregu cennych pierwiastków. Pragnąc omówić wytapianie stali konstrukcyjnych ze wsadu, składającego się ze 100% odpadków stopowych, bez świeżenia, należy wyjaśnić przede wszystkim następujące zagadnienia:

a) czy przy pomocy tego sposobu można uzyskać stal, nie ustępującą co do gatunku stali, wytapianej ze świeżeniem,

b) wpływ wielokrotnego przetapiania na własności stali,

c) otrzymanie stali, gatunkowo równorzędnej, zastępując świeżenie dodatkiem do wsadu pewnej ilości (20—30%) odpadków miękiej stali węglowej,

d) przeprowadzenie przetapiania odpadków stopowych z częściowym świeżeniem kąpieli, w przypadkach, gdy zawartość węgla po roztopieniu jest wyższa od wymaganej.

---

*) F. P. Jednierał. Stal 1946, Nr 4 — 5, str. 271 — 281.

W radzieckiej oraz obcej literaturze brak jest danych, dotyczących wpływu wielokrotnego przetapiania na własności stali. Wielu autorów, a mianowicie: Rohland, Wüst i Pölzguter, Zing, Oberhoffer i Piwowarsky, Tholand, Schenck, Barret, stwierdza dodatni wpływ na własności stali „świeżego" wsadu w postaci żelaza gąbczastego, żelgrudy itd., nie podają oni jednak na poparcie tego twierdzenia ścisłych dowodów. Wobec powyższego trzeba by dodatkowo zbadać przebieg procesów i sprawdzić następujące twierdzenia:

1) Przetapianie wsadu, składającego się ze 100% odpadków stopowych, znacznie wzbogaca stal w gazy, gdyż z braku świeżenia kąpiel nasyca się w dużym stopniu azotem i wodorem.
2) Przetapianie odpadków stopowych zanieczyszcza kąpiel wtrąceniami niemetalicznymi: krzemionką i tlenkiem glinu.
3) Wpływ wzbogacenia stali w gazy i wtrącenia niemetaliczne powoduje obniżenie własności mechanicznych stali.

W celu wyjaśnienia tych zagadnień wybrano jeden gatunek stali konstrukcyjnej, o składzie chemicznym: C — 0,35 — 0,42%; Mn — 0,9 — 1,1%; Cr — 1,2 — 1,4%; V — 0,15 — 0,25%. Jako wsad do wytapiania miały służyć 8 razy przetopione odpadki tejże stali. Dla wyjaśnienia wpływu składu wsadu na własności stali przy przetapianiu odpadków wybrano 4 sposoby przygotowania i prowadzenia wytopu:

Sposób I — odpadki niestopowe, proces przetapiania ze świeżeniem;

Sposób II — 70% odpadków stopowych oraz 30% miękkiej stali, proces przetapiania bez świeżenia;

Sposób III — 100% odpadków stopowych, proces bez świeżenia;

Sposób IV — 100% odpadków stopowych, proces bez świeżenia; odtlenianie pod żużlem glinowo-magnezowym o składzie: ok. 40% MgO, ok. 20% SiO_2, ok. 12% Al_2O_3, ok. 15% CaO.

Stal, wytapianą wg wyżej podanych sposobów (po 5 — 6 topów dla każdego sposobu), szczegółowo zbadano i wyniki przedstawiono poniżej.

A. Wpływ wielokrotnego przetapiania na „rzadziznę" stali. Badania „rzadzizny" osiowej wlewków stalowych wykazały, że stosując wytapianie stali wg wszystkich powyższych sposobów, można osiągnąć jednakowo dobre wlewki.

B. Wpływ składu wsadu i sposobu prowadzenia topu na ogólny stopień zanieczyszczenia stali gazami. Określenie ogólnego wydzielania się gazów z wlewków stali krzepnącej wykonano przy pomocy przyrządu prof. Samarina i Kowalenki; dało ono następujące wyniki:

Sposób	I	II	III	IV
Ilość gazu wydzielona przy krzepnięciu przeciętnie 1 cm³/100 g	11,3	12,4	8,8	7,8

Z zestawienia tego wynika, że najniższe nasycenia gazami wykazały topy ze wsadu 100% odpadków stopowych, bez świeżania, wykończane pod żużlem glinowo-magnezowym.

C. Wpływ rodzaju wsadu i sposobu prowadzenia topu na stopień odtlenienia kąpieli. Próby stali, pobierane z kąpieli przed spustem, zbadano na zawartość tlenu, z wynikami następującymi:

Sposób	I	II	III	IV
Średnia zawartość FeO w próbie przed spustem w %	0,0123	0,0102	0,0070	0,0103

Jak z powyższego wynika, wszystkie topy — niezależnie od rodzaju wsadu i sposobu prowadzenia topu — były dobrze odtlenione. Nie można było również stwierdzić jakiegokolwiek ujemnego wpływu wielokrotnego przetapiania.

D. Wpływ rodzaju wsadu i sposobu prowadzenia topu na zawartość wodoru w stali. Wydzielanie się wodoru z próby stali przed spustem badano aparatem Orsata i wykazano:

Sposób	I	II	III	IV
Ilość wodoru cięż. $\%x10^{-5}$	50,2	69,2	51,3	27,8

Badanie to wykazało, że ilość wodoru wydzielającego się przy krzepnięciu stali, jest prawie jednakowa we wszystkich przypadkach, przy których odtlenianie prowadzono pod białym (wapiennym) żużlem Przy odtlenianiu żużlem glinowo-magnezowym wydzielanie się wodoru przy krzepnięciu stali jest prawie o ½ mniejsze.

Badanie zawartości wodoru w stali przekutej, wykonane dla wszystkich badanych topów, dało wyniki następujące:

Sposób	I	II	III	IV
Ilość wodoru cięż. $\%x10^{-6}$	58	31	30	32

Na tej podstawie możemy twierdzić, że — ze względu na zawartość wodoru w stali — korzystniej jest przetapiać odpadki bez świeżenia, gdyż w przypadku przetapiania ich ze świeżeniem zawartość wodoru w stali kutej jest prawie 2-krotnie wyższa.

E. Wpływ rodzaju wsadu i sposobu prowadzenia topu na zawartość azotu w stali. Badania zawartości azotu w stali kutej wykazało:

Sposób	I	II	III	IV
Zawartość azotu w %	0,0142	0,0197	0,0204	0,0234

Wydzielanie się azotu przy krzepnięciu stali przed spustem:

Sposób	I	II	III	IV
Średnia ilość azotu w %	0,0025	0,0010	0,0008	0,0013

Na podstawie wyników badań wydzielania się azotu przy krzepnięciu i jego zawartości w stali kutej, dochodzimy do następujących wniosków:

1) Z płynnej stali Cr—Mn—V—owej wydziela się znacznie mniej azotu aniżeli pozostaje go w stali w postaci związanej.
2) Sposób prowadzenia topu ze świeżeniem daje stal znacznie czystszą co do zawartości azotu, albowiem w okresie wrzenia azot wydziela się z kąpieli.
3) W miarę zwiększenia wielokrotności przetapiania (bez świeżenia) zawartość azotu w stali wzrasta przy wszystkich sposobach bez świeżenia.
4) Najwyższą zawartość azotu w stali wykazały topy, odtleniane pod żużlem glinowo-magnezowym.

F. Wpływ rodzaju wsadu i sposobu prowadzenia topu na zanieczyszczenie stali wtrąceniami niemetalicznymi. Badanie zanieczyszczenia stali wtrąceniami niemetalicznymi przeprowadzono 2 sposobami: makroskopowym i elektrolitycznym. Przeciętny wynik tych 2 badań charakteryzował stopień zanieczyszczenia stali:

Sposób	I	II	III	IV
Stopień zanieczyszczenia stali	8,4	10,4	8,5	22,9

Stopień zanieczyszczenia stali, odtlenianej pod białym żużlem, bez względu na świeżenie, jest praktycznie jednakowy. Znacznie większe (prawie 2-krotne) zanieczyszczenie wykazała stal, wytapiana pod żużlem glinowo-magnezowym.

G. Wpływ rodzaju wsadu i wielokrotnego przetapiania na własności mechaniczne stali. Uwzględniając pewne rozbieżności w składzie chemicznym stali i stosunkowo niewielką ilość wykonanych prób, nie podobna dopatrzeć się jakiegoś wpływu rodzaju wsadu, prowadzenia topu lub wielokrotnego przetapiania na własności mechaniczne stali.

Wnioski ostateczne. 1) Przez przetapianie odpadków stopowych można uzyskać stal wysokogatunkową, nie ustępującą swymi własnościami stali, wytopionej ze wsadu niestopowego lub ze wsadu stopowego ze świeżeniem, jest to wszakże możliwe jedynie tylko przy zachowaniu następujących warunków:

a) w celu uniknięcia wprowadzenia wodoru do kąpieli należy stosować tylko świeżo palone wapno, wysuszone lub podgrzane materiały wsadowe (żelazostopy, fluoryt wapnia, odtleniacze) oraz dobrze wysuszyć rynnę spustową i kadź;
b) dla zabezpieczenia stali przed podwyższeniem zawartości w niej azotu należy unikać przegrzewania kąpieli;
c) dla ułatwienia wydzielania się wodoru i azotu wskazane jest częste mechaniczne (pogrzebaczem) mieszanie kąpieli;
d) zaleca się przeprowadzić pewne utlenianie kąpieli przez mieszanie (pogrzebaczem) po całkowitym ściągnięciu żużla lub też dodanie — po roztopieniu — rudy żelaznej w ilości ok. 1% ciężaru wsadu;
e) należy unikać zbyt wczesnego dodawania krzemu w okresie odtleniania, poleca się natomiast przeprowadzać wstępne odtlenianie proszkiem węgla albo koksu, dodawanego na żużel lub też CaC_2;
f) przy niskiej zawartości manganu w kąpieli na początku okresu odtleniania należy dodać pewną ilość manganu dla usunięcia produktów odtleniania, a po dodaniu żelazostopów na 40—60 min. przed spustem dodać stop Al—Mn—Si.

2) Równie dobre wyniki można uzyskać, przetapiając 70% odpadków stopowych i 30% miękkiej stali lub też 100% odpadków stopowych, jednakże w tym drugim przypadku należy — w celu zmniejszenia ilości gazów — przeprowadzić utlenianie kąpieli (częściowe świeżenie rudą lub tlenem z powietrza).
3) Sześciokrotne przetapianie (bez świeżenia) odpadków stopowych powoduje wzrost zawartości azotu w stali o 0,01%, co wpływa znacznie na obniżenie się plastycznych własności stali. Można tego uniknąć przez utlenienie kąpieli w tej czy innej formie.
4) Przy przetapianiu odpadków stali krzemowej stal znacznie wzbogaca się w azot. Należy bliżej zbadać zachowanie się azotu przy przetapianiu odpadków stali krzemowej, jednakże z góry można uważać za wskazane dodawanie rudy do wsadu celem utlenienia krzemu.*)
5) Stosowanie białego (wapiennego) żużla wzbogaca stal w wodór, natomiast tlenek węgla sprzyja oczyszczaniu stali z gazów (w okresie wrzenia).

Przetapianie stopowego złomu w hucie Magnitogorskiej**)

Przy stosowaniu stopowych odpadków, zawierających duże ilości krzemu, manganu, a zwłaszcza chromu, do wytapiania stopowych stali w zasadowym piecu martenowskim, napotkano na znaczne trudności przy odfosforzaniu kąpieli. W toku badań stwierdzono, że decydujący wpływ na przebieg odfosforzania ma proces tworzenia się żużla w okresie topienia wsadu. Badania przeprowadzono na zasadowych piecach martenowskich pojemności 180 — 185 t, opalanych mieszanką gazów: koksowego i wielkopiecowego. Wsad składał się z 40 — 45 % stopowego złomu i 55 — 60 % płynnej surówki. W niektórych przypadkach dawano na trzon niewielkie ilości drobnego złomu stali węglowej. Prócz tego do wsadu dodawano rudę i topniki (kamień wapienny), w ogólnej ilości ok. 35 t. Porządek ładowania był początkowo następujący (schemat „A"):

Płynna surówka.
Stopowy złom.
Kamień wapienny.
Ruda żelazna.
Trzon pieca.

Po załadowaniu na trzon pieca rudy i kamienia wapiennego przegrzewano wsad przez 15—20 min., po czym ładowano stopowy złom i przegrzewano go przez 1—1½ godz. Płynną surówkę przelewano wyłącznie po dobrym przegrzaniu stopowego złomu. W celu usunięcia z kąpieli fosforu (i chromu) oraz ułatwienia stopienia wsadu, ściągano w okresie topienia ok. ½ ogólnej ilości żużla. Mając jednak znaczne trudności w otrzymaniu wymaganej niskiej zawartości fosforu w ostatecznym składzie stali (poniżej 0,025%), równolegle do sposobu ładowania wg schematu „A" część pieców stalowni prowadzono ze zmienionym porządkiem ładowania (schemat „B"), a mianowicie:

Płynna surówka.
Stopowy złom.
Ruda żelazna.
Kamień wapienny.
Drobny złom stali węglowej.
Trzon pieca.

Niezależnie od zmiany porządku ładowania wsadu zmniejszono również we wsadzie ilość kamienia wapiennego (przy stosowaniu schematu „A" 9,2%, a przy schemacie „B" 6,2% ciężaru metalicznego wsadu). Na podstawie porównania wyników ładowania wsadu wg schematów „A" i „B" wysnuto następujące wnioski:

1) Zmniejszenie ilości kamienia wapiennego we wsadzie i ładowanie rudy żelaznej na warstwę kamie-

*) Kwestia konieczności dodawania rudy żelaznej do wsadu przy przetapianiu 100% odpadków stopowych została rozwiązana u nas już w 1938 r., przy przetapianiu w elektrycznym piecu odpadków stali szybkotnącej (p. „Hutnik" z 1939 r., Nr 5, artykuł K. Radźwickiego).

**) Stal 1946, Nr 1, str. 10—18.

nia wapiennego przy wytapianiu stali na odpadkach krzemowo - manganowych zmniejsza ogólną objętość żużla w okresie topienia wsadu, skraca czas trwania tego okresu, daje możność pracy na bogatym w tlenki żelaza rzadkim żużlu, ułatwiającym jego ściąganie i znacznie skraca okres wykończania oraz całego topu.

2) Niskozasadowy żużel prawie nie nadżera wyprawy pieca, gdyż w okresie tym kąpiel ma stosunkowo niską temperaturę.

3) W pierwszej połowie okresu topienia rzadki, zawierający dużo tlenków, żużel z niskim stopniem zasadowości musi być ściągnięty przede wszystkim dlatego, że przy podniesieniu się temperatury zawarty w żużlu fosfor łatwo powraca do kąpieli, a „kwaśny" (małozasadowy) żużel może łatwo uszkodzić wyprawę pieca.

Chociaż prowadzenie topów przy ładowaniu wsadu wg schematu „B" dało dodatnie wyniki przy wytapianiu stali z odpadków krzemowo - manganowych, jednakże prawie całkowicie zawiodło przy stosowaniu odpadków wysokochromowych, a to ze względu na duże zagęszczenie żużla tlenkami chromu, co czyniło go mało aktywnym. W celu usunięcia wpływu chromu, hamującego aktywność żużla, zmieniono kolejność ładowania wsadu (przy użyciu złomu wysokochromowego) w sposób następujący (schemat „C"):

Płynna surówka.
Ruda żelazna.
Złom stali chromowej.
Kamień wapienny.
Drobny złom stali węglowej.
Trzon pieca.

Poza tym wszystkie inne czynniki zachowano takie same jak przy prowadzeniu topu wg schematu „B" (przegrzanie warstw itd.).

Porównanie czasu trwania topów, prowadzonych wg schematu „B" i „C"

Schemat ładowania	Czas trwania poszczególnych czynności w godz. i min.						Ogólny czas trwania topu w godz. i min.
	Naprawa pieca	Ładowanie wsadu	Przegrzanie i przelew surówki	Topienie	Ogólny czas trwania topienia	Wykończanie topu	
„B" (II półrocze 1944 r.)	0–51	1–48	1–46	3–58	8–23	7–20	15–43
„C" (12 próbnych topów)	0–37	2–39	1–17	3–19	7–52	6–28	14–20

Porównanie odfosforzania topów z ładowaniem wg schematów „B" i „C"

Schemat ładowania	% zawartości fosforu w kąpieli po roztopieniu			
	Poniżej 0,020	0,021 — 0,030	0,031 — 0,040	Powyżej 0,040
	Ilość topów w %			
„B" (II półrocze 1944 r.)	2,5	13,9	33,6	50,0
„C" (12 próbnych topów)	50,0	33,1	16,6	0

Wnioski ostateczne.

1) Kolejność ładowania materiałów wsadowych ma duży wpływ na tworzenie się żużla i szybkość wypalania się pierwiastków w okresie topienia wsadu.

2) Ściąganie żużla w okresie topienia wsadu skraca czas topienia i zmniejsza zawartość fosforu w kąpieli po roztopieniu, co znacznie skraca czas wykończania topu.

3) Czas, gdy należy ściągać żużel w okresie topienia, zależy od chemicznego składu metalicznego wsadu i od kolejności ładowania materiałów wsadowych. Przy ładowaniu wsadu wg schematu „B" należy ściągać żużel zależnie od składu wsadu, a więc:

a) odpadki węglowe — w pierwszej połowie okresu topienia wsadu,

b) odpadki krzemowo - manganowe — w pierwszej połowie okresu topienia wsadu i przy końcu okresu topienia wsadu,

c) odpadki wysokochromowe — w drugiej połowie okresu topienia wsadu.

4) Ilość dodawanego do wsadu kamienia wapiennego zależy całkowicie od warunków ściągania żużla w okresie topienia. Ściąganie żużla w okresie topienia pozwala zmniejszyć ilość dodatku kamienia wapiennego do 5—6% ciężaru metalicznego wsadu.

K. Radźwicki

WALCOWNICTWO

Nowe zasady kalibrowania walców

Przystępując do kalibrowania walców, tj. do wyznaczenia szeregu kolejnych wykrojów, przez które ma przejść walcowany pręt, musimy wyznaczyć 3 zasadnicze wielkości:

I. Zmniejszenie powierzchni, czyli ubytek od jednego wykroju do drugiego.
II. Wymiary wykroju.
III. Wielkość kąta chwytu.

Ad I. Dla wyznaczenia powierzchni wykroju poszczególnych przejść starsze szkoły kalibrowników operują pojęciem ubytku. Obecnie stosuje się spółczynniki wydłużenia, albowiem dla wyznaczenia powierzchni wykroju, jego wysokości i szerokości wystarczy proste pomnożenie lub podzielenie przez odpowiedni spółczynnik wydłużenia, gniotu lub roztłaczania[1]). Jest to więc sposób prosty i szybki. W starszych sposobach trzeba było wykonać mnożenie i odejmowanie, a więc podwójną ilość działań matematycznych. W wielu systemach kalibrowań regularnych, gdzie niektóre wielkości stale się powtarzają, z wymiaru jednego wykroju oblicza się wprost wymiary następnego wg pewnych ustalonych wzorów doświadczalnych.

Obliczenie kalibrowania przy pomocy nowego sposobu odbywa się wg następującego schematu:

$$\begin{aligned} F_0 &= F_1 \cdot \lambda_{0/1} \\ F_1 &= F_2 \cdot \lambda_{1/2} \\ F_2 &= F_3 \cdot \lambda_{2/3} \\ F_{n-1} &= F_n \cdot \lambda_{\frac{n-1}{n}} \end{aligned} \qquad (1)$$

Przy czym:

F_0 — powierzchnia przekroju początkowego
F_1 — „ „ po pierwszym przejściu
F_n — „ „ po n przejściu
λ — spółczynnik wydłużenia

Możemy też nie obliczać powierzchni poszczególnych przejść, lecz otrzymać je, mnożąc przez kolejne spółczynniki wydłużenia:

$$\begin{aligned} F_0 &= F_1 \cdot \lambda_{0/1} \\ F_0 &= F_2 \cdot \lambda_{1/2} \cdot \lambda_{0/1} \\ F_0 &= F_3 \cdot \lambda_{2/3} \cdot \lambda_{1/2} \cdot \lambda_{0/1} \\ F_0 &= F_n \cdot \lambda_{n-1/n} \cdot \lambda_{1/2} \cdot \lambda_{0/1} \end{aligned} \qquad (2)$$

Jeżeli spółczynniki wydłużenia są sobie równe (zachodzi to zresztą rzadko), napiszemy:

$$\lambda_{0/1} \cdot \lambda_{1/2} \cdot \lambda_{2/3} \cdot \ldots\ldots \lambda_{\frac{n-1}{n}} = \lambda_{śr}^{n} \qquad (3)$$

W takim przypadku, przyjmując lub wyznaczając średni spółczynnik wydłużenia dla wszystkich przejść, możemy obliczyć n, ilość przejść ze znanego wzoru:

$$\lambda_{śr}^{n} = \frac{F_0}{F_n} \qquad (4)$$

$$n = \frac{\log F_0 - \log F_n}{\log \lambda_{śr}} \qquad (5)$$

Ad II. Wysokość wykroju była dawniej obliczana przy pomocy wzorów dla gniotu względnego lub procentowego, przy czym wielkość stosowanego gniotu narzucał sam sposób kalibrowania walców. Sposób ten zasadniczo nadaje się tylko dla przekrojów płaskich (kwadrat, płaskownik, taśma). Równolegle z tym obliczano szerokość następnego wykroju przy pomocy znanych wzorów na roztłaczanie boczne.

Do najczęściej stosowanych wzorów na swobodne roztłaczanie należą:

1) Wzór Geuza[2])

$$\Delta b = K \,.\, \Delta h, \text{ gdzie } \quad \begin{aligned} \Delta b &= b_2 - b_1 \\ \Delta h &= h_1 - h_2 \\ K &= 0{,}35 \text{ dla stali zlewnej} \\ K &= 0{,}48 \text{ dla żelaza kowalnego} \end{aligned}$$

2) Wzór Pietrowa[3])

$$\Delta b = c\, \frac{h_1 - h_2}{h_2} \sqrt{R\,(h_1 - h_2)}\,, \text{ gdzie } \quad c = \text{const}$$

R = promień walca

3) Wzór Siebla[4])

$$\Delta b = 0{,}35 \cdot \frac{h_1 - h_2}{h_1} \cdot \sqrt{R\,(h_1 - h_2)} = 0{,}35 \cdot l_d \cdot \frac{\Delta h}{h_1}$$

R = promień walca

4) Wzór E. M. Schelda[5])

$$\Delta b = \frac{h_1 - h_2}{h_1} \cdot R \,.\, \sin^2 \varphi$$

= kąt chwytu

5) I. wzór W. Tafla i St. Sedlaczka[6])

$$\Delta b = \frac{h_1 - h_2}{6} \cdot \sqrt{\frac{R}{h_1}}$$

6) II. wzór W. Tafla i St. Sedlaczka[7])

$$\Delta b = \frac{h \cdot b_1 \cdot \sqrt{b_1 \cdot R}}{c \cdot (b_1^2 + h_1 \cdot h_2)}$$

c ustalono początkowo na 2,3,
a w końcu na 3,0
R = promień walca

7) Wzór Riedla[8])

$$\Delta b = C_m \cdot \frac{b_1 \cdot \Delta h \cdot \sqrt{R \cdot \Delta h}}{b_1 \cdot h_1 + h_2 \cdot \sqrt{R \cdot \Delta h}};$$

C_m dla kwadratów 0,93
C_m dla prawie kwadratów 0,63
C_m dla przekrojów szerokich i niskich = 0,50
C_m dla kęsów płaskich i płaskowników = 0,36
C_m dla taśm = 0,17

8) Wzór W. Trinksa[9])

$$\frac{\Delta b}{b_1} = -\frac{1}{2}(1+n) \pm \sqrt{\frac{n \cdot c}{1-c} + \left(\frac{1-n}{2}\right)^2}$$

gdzie

$$c \cdot \frac{\Delta h}{h_1} \cdot n = 0{,}8 \cdot \frac{\alpha}{b_1} \quad i \ \alpha = \sqrt{R \cdot \Delta h - \left(\frac{\Delta h}{2}\right)^2} = l_d$$

Z wzorów tych wg Siebla[10]) jedynie II. wzór Tafla i Sedlaczka oddaje najbliżej jakościowo, lecz nie ilościowo wartości roztłaczania bocznego. Potwierdzają to nasze doświadczenia ruchowe. Poza tym, wzory te były wyprowadzone tylko dla przekrojów kwadratowych i płaskich i dla nich są zasadniczo ważne.

Wyniki b. zgodne z rzeczywistością można otrzymać z wzoru:

9) S. Ekelunda[11])

$$\frac{1}{2}(b_2^2 - b_1^2) = 4 . m . l_d . \Delta h - 2 . m . (h_1 + h_2) . l_d . ln \frac{b_2}{b_1}$$

We wzorze tym wyrażają:

$$m = \frac{1{,}6 \cdot \mu \cdot l_d - 1{,}2 \Delta h}{h_1 + h_2}$$

$$l_d = \sqrt{R \cdot \Delta h}$$

$\mu = 1{,}05 - 0{,}0005\ t^0$ dla walców żeliwnych
$\mu = 0{,}8\ (1{,}05 - 0{,}005\ t^0)$ dla walców utwardzonych i stalowych
R = średnica robocza

Wzór ten można uprościć, traci on wszakże wówczas na dokładności i odpowiada mniej więcej II. wzorowi Tafla i Sedlaczka. Upraszczamy go, przyjmując:

$$ln \frac{b_2}{b_1} = \frac{b_2}{b_1} - 1$$; wówczas otrzyma on postać:[10])

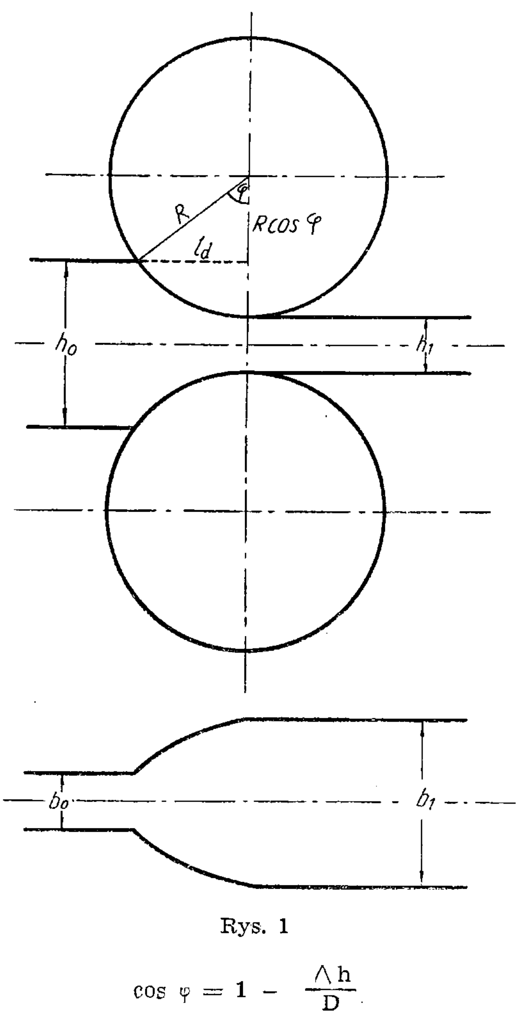
$$b_2 = -A + \sqrt{A^2 + b_1^2 + 4 \cdot m \cdot l_d \cdot (3 \cdot h_1 - h_2)}$$

gdzie $A = 2 \cdot m (h_1 + h_2) \frac{l_d}{b_1}$

Duże ułatwienie w obliczaniu przy pomocy wzoru Ekelunda stanowi suwak A. V. Mogiliańskiego, pozwalający na znaczne uproszczenie w pracy, zwłaszcza że pozwala on również obliczać pracę przy walcowaniu wg wzoru Ekelunda.

Jak wiemy, wielu walcowników — wobec braku dobrego i prostego wzoru na roztłaczanie — lekceważy obliczenie roztłaczania przy kalibrowaniu, oznaczając wielkość tę z doświadczenia na oko i wyrównując niedokładności kalibrowania przez odpowiednie podtaczanie wykrojów. Pomijając to ,że na podobne podejście mogą sobie pozwolić jedynie tylko doświadczeni fachowcy, stawianie zagadnienia w ten sposób jest błędne. Przy nowoczesnych sposobach kalibrowania, gdzie chodzi nie tylko o otrzymanie żądanego profilu, lecz i o otrzymanie go najekonomiczniejszą drogą, tj. przy jak najmniejszej ilości przejść i przy jak najmniejszym zużyciu pracy przy walcowaniu, a równocześnie o to, by walec przewalcowywał jak największe ilości materiału bez konieczności przetaczania go i aby otrzymany przekrój końcowy mieścił się — wobec stałych żądań odbiorców —w możliwie ciasnych granicach wymiarowych (granicach, narzuconych przez obrabiarki — automaty), wówczas właśnie posiadanie dobrego wzoru, pozwalającego dokładnie obliczyć roztłaczanie boczne, nabiera dużej wagi. Obliczywszy bowiem dokładnie roztłaczanie boczne, otrzymamy dokładny wytwór końcowy. Nie powstaną również w poszczególnych przejściach miejscowe wyrobienia wykroju przez nadmierne wyciskanie metalu.

Ad III. Trzecią wartością, którą oblicza się stale przy kalibrowaniu, jest kąt chwytu φ. Znany jest wzór na jego wielkość (rys. 1):



Rys. 1

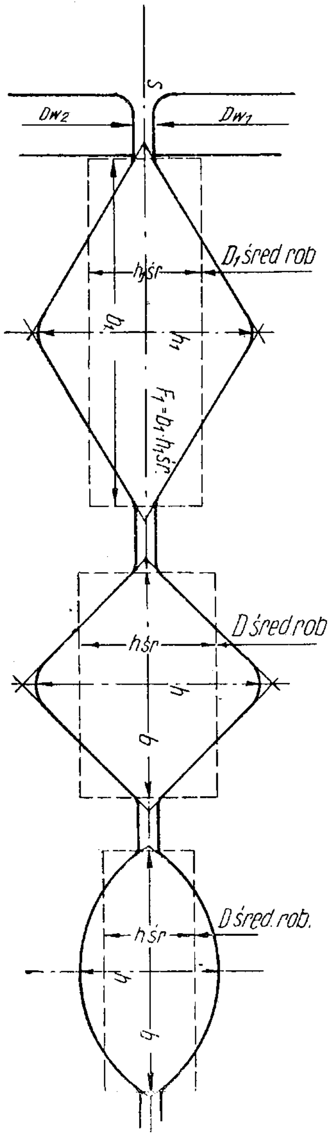
$$\cos \varphi = 1 - \frac{\Delta h}{D} \qquad (6)$$

Wartości kąta chwytu, stosowane dla różnych kalibrowań, podaję wg danych z literatury:

1) dla walców gładkich szlifowanych[12]) = 12—15°
2) dla walców gładkich cienkich walcowni[3]) = 22—24°
3) dla wykrojów prostokątnych[3]) = 24—25°
4) dla wykrojów skrzynkowych[3]) = 28—30°
5) dla wykrojów skrzynkowych z nacięciami[3]) = 30—34°
6) dla walców gładkich[12]) wg Geuza 22°30' wg Tafla 24°
7) dla walców naciętych[12]) wg Hirsta 30° wg Tafla 34°
8) dla walcowni ciągłych[12]) = 27—30°

Równocześnie kalibrowanie takie w ten sam sposób wyznacza położenie linii obojętnej wykroju na osi obojętnej walców oraz średnią średnicę roboczą wykroju.

Jak widzimy z rys. 2:



Rys. 2

$$D_{śr\ rob} = D_w - h_{1\ śr} + s \qquad (7)$$

przy czym $h_{1\ śr} = \frac{F_1}{b_1}$ D_w = średnica walca, s = skok

Sposób postępowania jest następujący: znamy F_1 i b_1 wykroju i obliczamy $h_{1śr}$ tzn. zamieniamy dany wykrój na odpowiedni prostokąt (rys. 2). Celem wyznaczenia osi obojętnej walców do średnicy walca D_w dodajemy wielkość skoku. Wielkość ta zależy od walcowni, jej urządzeń, typu wykrojów tudzież ubytków i wynosi dla małych walcowni prętowych 0,5 — 0,8% D_t (teoretycznej średnicy walców), a dla zgniataczy i walcowni dźwigarów 0,8 — 1,5% D_t [12]), np. dla walców D_t = 200 mm, s = 1,5 mm, a dla zgniataczy s do 20 mm[13]). Następnie odejmujemy $h_{1\ śr}$ i otrzymujemy średnią średnicę roboczą wykroju $D_{śr\ rob.}$ Równocześnie dla wykrojów symetrycznych w odległości $\frac{h_{1\ śr}}{2}$ wyznaczamy linię obojętną wykroju, służącą do umiejscowienia wykroju na osi obojętnej. Ten sposób obliczenia średnicy roboczej wykroju doskonale nadaje się do kalibrowania walców dla układów ciągłych, gdzie zagadnienie to posiada szczególną wagę.[24])

Wszystko to nie wyczerpuje ogółu zagadnień, stawianych przez pewne kalibrowanie, gdyż w cięższych przypadkach trzeba:

1) ująć spłaszczenie się i ugięcie walców,
2) pamiętać o prawie równomiernego rozdziału ubytków w wykroju,
3) wybrać odpowiednio najmniejszą średnicę walca w najgłębszym wykroju, aby nie osłabić nadmiernie walca,
4) pamiętać o właściwym wypełnianiu wykroju,
5) dobrać należycie zbieżności wykrojów, w przeciwnym razie bowiem metal będzie się w walcach zakleszczał,
6) uwzględnić nierówne ochładzanie się grubszych i cieńszych części pręta,
7) pamiętać o dobrym prowadzeniu pręta przy walcowaniu.

Ogólnie stosowane ubytki i spółczynniki wydłużenia przy najczęściej używanych sposobach kalibrowania podaję w pracy „Kalibrowanie walców sposobem graficznym".[14])

Zwiększenie wydajności walcowni przez lepsze wykorzystanie walców było zagadnieniem, szczegółowo opracowanym w USA i Anglii, na skutek konieczności wojennych. „Walcuj więcej ton", pod tym tytułem E. A. Lendl[15]) ogłosił cały cykl artykułów, w których doszedł do wniosku, że przez poprawienie istniejącego kalibrowania można znacznie powiększyć tonaż, przepuszczony przez walec, zanim okaże się konieczność powtórnego jego przytoczenia. Stwierdził on, że brak dobrego wzoru na roztłaczanie boczne był przyczyną złego projektowania istniejących kalibrowań i bezpośrednio większego wyrabiania się poszczególnych wykrojów w pracy. Dopiero zastosowanie wzoru na roztłaczanie S. Ekelunda [11]) przyniosło znaczną poprawę. W poszczególnych artykułach wzmiankowanego wyżej cyklu zajmuje się Lendl przeliczeniem i poprawieniem pewnych typowych kalibrowań, a mianowicie:

1) Kątownika równoramiennego 2 x 2 x 1/16 mm 50,8 x 50,8 x 4,76 mm[16]).
2) Kątownika równoramiennego 80 x 80 x 10 mm[17]).
3) Teownika 80 x 50 mm[18]).
4) Ceownika 60 x 40 mm[19]).
5) Dwuteowników[20]).
6) Początkowych wykrojów przy kalibrowaniu kątowników, teowników, ceowników i dwuteowników [21]) [22]).
7) Szyny kolejowej[23]).

LITERATURA

1) A. Groza i Z. Wusatowski. Hutnik 1947, Nr 11, str. 511/518.
2) Geuze. Laminage du fer et de l'acier. Paris 1921.
3) Aleksandrow, Pisanko, Bogatyrow. Racjonalizacja kalbrowok sortowych prokatnych stanow. Charków 1938.
4) Siebel. Stahl u. Eisen 1923, str. 1295/98.
5) E. M. Scheld. Stahl u. Eisen 1910, str. 415/19.
6) St. Sedlaczek. Stahl u. Eisen 1925, str. 190/93.
7) St. Sedlaczek. Stahl u. Eisen 1934, str. 494.
8) Riedl. Stahl u. Eisen 1936, str. 1551/56.
9) W. Trinks. Roll pass Design. T. I Cleveland 1933.
10) Siebel. Stahl u. Eisen 1937, str. 413/19.
11) S. Ekelund. Jerkontorets Annaler 111 (1927), str. 39/97.
12) Hütte. Taschenbuch für Eisenhüttenleute. Berlin 1931.
13) W. Tafel. Walzen und Walzenkalibrieren. Dortmund 1923.
14) Z. Wusatowski. Hutnik, 1947, Nr 4, str. 206/219.
15) C. Elms. Iron and Steel Engineer T. 18 (1941), Nr 10, str. 68/71.
16) A. E. Lendl. Iron and Steel T. 14 (1941), str. 146/55.
17) A. E. Lendl. Iron and Steel T. 14 (1941), str. 352/55 i 365.
18) A. E. Lendl. Iron and Steel T. 16 (1942), str. 5/9 i 14.
19) A. E. Lendl. Iron and Steel T. 16 (1942), str. 37/40 i 45.
20) A. E. Lendl. Iron and Steel T. 17 (1943), str. 460/64.
21) A. E. Lendl. Iron and Steel T. 17 (1943), str. 532/36.
22) A. E. Lendl. Iron and Steel T. 18 (1943), str. 173/79.
23) A. E. Lendl. Iron and Steel T. 19 (1943), str. 313/18.
24) Z. Wusatowski. Hutnik 1945, Nr 1, str. 34/39.

Z. Wusatowski

ŻELAZOSTOPY

Otrzymywanie wanadu przy produkcji surówki

Ponieważ właściwe rudy wanadu są już niemal wyczerpane, głównym jego źródłem są zawierające go rudy żelazne. Zawartość wanadu w rudach tych rzadko przekracza 0,5 %, a przeważnie utrzymuje się w granicach 0,15 — 0,20 %.

Wanad występuje prawie zawsze w towarzystwie tytanu (USA i Szwecja), fosforu (Lotaryngia i Niemcy pd.) albo też arsenu (Kercz).

Przeciętny skład chemiczny niektórych rud, zawierających wanad, jest następujący:

	Fe	V	Ti	P
Tucker Lake, USA	49	0,80	3,0	śl.
Rudy kanadyjskie	44	0,25	7,0	śl.
Taberg, Szwecja	39	0,25	6,0	śl.
Kiruna, Szwecja	70	0,10	śl.	śl.
Grängesberg	60	0,05	0,1	0,4
Christiania Spigerverk, Norwegia	63	0,50	1,5	0,03
Magnetyty uralskie	—	0,70	—	—
Rudy z Kerczu	—	0,10	—	—
Minette	32	0,07	0,05	0,7
Rudy Dogger	20	0,10	—	0,4

Dla uzyskania z tych rud wanadu proces musi iść poprzez wielki piec, w którym 60 — 90 % wanadu przechodzi do surówki. Lepszy uzysk otrzymuje się przy ciepłym biegu i zasadowych żużlach.

Utlenianie wanadu, zawartego w surówce, odbywa się metodą R. v. Setha. Wanad wypala się przy procesie thomasowskim przed węglem i przed fosforem. Najbardziej celowe jest świeżenie w kwaśnym konwertorze, przy czym Si, V i Mn utleniają się zanim węgiel zacznie się wypalać. Żużel, zawierający te 3 składniki, zostaje zlany, a surówka — po przelaniu do konwertora zasadowego — jest świeżona do końca.

Bilans wanadu w wielkim piecu, przerabiającym rudę Minette i w thomasowni, przedstawia się następująco:

Wielki piec:

1.250.000 t	namiaru wielkopiecowego	0,08% V = 1.000 t V
450.000 t	surówki thomasowskiej	0,15% V = 670 t V (= 67%)
450.000 t	żużla wielkopiecowego	0,07% V = 300 t V
30.000 t	pyłu wielkopiecowego	0,10% V = 30 t V

Thomasownia:

450.000 t	surówki thomasowskiej	0,15% V = 670 t V
90.000 t	żużla thomasowskiego	0,52% V = 468 t V
4.500 t	wydmuchów grubych	0,30% V = 13 t V
13.000 t	wydmuchów drobnych	0,60% V = 78 t V
1.000 t	wydmuchów pyłku	1,00% V = 10 t V
390.000 t	stali	0,01% V = 39 t V

Reszta nieuchwycona.

Jak widać z powyższego, poważna część, gdyż ok. 10—15% V, jest wydmuchana z konwertora. Wydmuchy te powracają do wielkiego pieca dla wzbogacenia namiaru.

W Völklingen zastosowano do świeżenia obrotowy piec bębnowy, pozwalający na proces ciągły.

Trzecim sposobem jest świeżenie w kadzi, przez wymieszanie surówki ze środkiem świeżącym. Stosuje się normalnie czystą zendrę. Otrzymuje się tym sposobem żużle ubogie, nie zawierające ponad 2% V, których przerób jest utrudniony i oczywiście mniej rentowny.

Utlenianie wanadu zachodzi w myśl reakcji:

$$2V + xFeO = V_2Ox + xFe.$$

Jeżeli do kadzi dostanie się żużel wielkopiecowy, powstaje związek (VO)x . SiO_2, nierozpuszczalny i obniżający wydajność procesu. Przy dużej zawartości w surówce Mn, powstaje krzemian manganu i w ten sposób V jest częściowo chroniony.

Poniżej podano opis produkcji żelazowanadu tym sposobem w jednej z hut europejskich. Wanadownia czynna jest od 1938 r. Produkcja żelozowanadu (70% V) wynosi ok. 100 t/rok, a max. wydajność urządzeń ok. 200 t/rok.

Surowce, zawierające wanad, a mianowicie: rudy szwedzkie i norweskie, o zawartości wanadu ok. 0,08 — 0,16%, żużle martenowskie, syderyty miejscowe ubogie i odpadki z procesu wanadowego przerabia się w jednym z wielkich pieców. Otrzymana surówka thomasowska zawiera 0,18 — 0,25% wanadu.

W surówce utrzymuje się jak najniższą zawartość Si, możliwie poniżej 0,5% i manganu poniżej 2%. Oba te składniki, przechodząc przy utlenianiu surówki do żużla, rozcieńczają zawartość wanadu. Podczas spustu do rynny surówkowej i do kadzi dosypuje się walcowinę (czystą i oczyszczoną od smarów) w ilości 1.200 — 1.800 kg na 30-tonową kadź (4,5 — 7%). Kadzie jadą pod suwnicę, przy pomocy której przelewa się 2 razy surówkę z kadzi do kadzi i dodaje resztę walcowiny. Przelewanie surówki polepsza zmieszanie z walcowiną. Następuje reakcja świeżenia i V, Si, Mn przechodzą do żużla. Na powierzchni kadzi tworzy się gęsty żużel, przez warstwę którego przebijają się płomyki. Po kilkuminutowym odstaniu, żużel ściąga się gracą. Z jednej kadzi otrzymuje się 850 — 1.100 kg żużla, o zawartości:

całkowitej V 1,4 — 1,7%, w czym
V rozpuszczalnego 1,0 — 1,3%.

Rozpuszczalny wanad występuje w postaci

$$V_2O_3 \ . \ FeO.$$

Żużel z kadzi posiada następujący skład (dane średnie):

Rok	V_c	V_r	Fe	Mn	SiO_2	RO	Fe_{met}	P	S	Al_2O_3
I	1,48	1,08	22,29	28,29	21,19	1,70	2,09	1,58	0,85	1,60
II	1,74	1,30	22,24	23,32	25,35	2,88	2,44	1,04	0,74	2,79

Żużel — po ostygnięciu — przepuszcza się przez łamacz, a następnie miele w młynie kulowym na mączkę. Mączkę żużlową przesiewa się i oddziela cząstki metalicznego żelaza, które powracają do pieca.

Skład chemiczny żużla zmielonego

Rok	V_c	V_r	Fe	Mn	SiO_2	CaO	P	S	Fe_{met}
I	1,6	1,10	29,15	16,94	15,82	2,14	1,65	0,27	6,25
II	—	1,15	30,70	14,31	13,92	2,92	3,07	0,14	3,79

Do zmielonego żużla dodaje się soli kuchennej w ilości 9 — 11% przy pomocy talerzowych zasilaczy i miesza się w ślimakowym transporterze. Mieszanka żużla i soli zawiera:

Rok	V rozpuszczony	NaCl
I	0,998	7,57
II	1,040	6,93

Mieszanka idzie do pieca prażalniczego systemu Lurgi. Jest to piec okrągły, 5 m ⌀ 9-piętrowy, z obrotowymi ramionami, chłodzonymi powietrzem, do mieszania wsadu. Ramiona wykonywują 40 — 120 obr./h. Temperatura na górze pieca 780 — 850°, czas przebywania wsadu w piecu 2 godz., wydajność 15 t/24 h.

W piecu prażalniczym otrzymujemy rozpuszczalne w wodzie związki wanadu, $NaVO_3$, Na_3VO_4 i $Na_4V_2O_7$.

Skład chemiczny mieszanki po prażeniu

Rok	V_c	V_r	NaCl	Fe	Mn	SiO_2	P	S	RO	Al_2O_3
I	1,44	0,85	2,97	29,0	16,0	14,5	2,2	0,31	2,7	3,3
II	1,57	0,84	3,14	31,3	14,1	14,1	2,0	0,08	4,1	3,6

Mieszanka prażona przechodzi do zasobnika, a następnie partiami do kotłów z mieszadłami dla dokładnego wymieszania z wodą. Temperatura wody winna wynosić ok. 80°. Dlatego stosuje się albo ciepłą jeszcze mieszankę, albo podgrzewa się wodę parą. Związki wanadu rozpuszczają się. Części nierozpuszczalne pozostają na filtrze. Roztwór spływa do betonowych zbiorników, a osad zbiera się i odsyła na wielkie piece. Osad ten posiada następujący skład chemiczny:

Rok	V_c	V_r	Fe	Mn	SiO_2	P	S	RO	Al_2O_3
I	0,64	0,014	31,19	16,4	15,34	2,3	0,04	1,99	3,51
II	0,72	0,014	33,17	14,2	13,74	2,4	0,05	1,32	3,95

Roztwór wanadu jest przepompowywany do zbiorników, gdzie dodaje się kwas solny (3 kg HCl 40% na 1 kg wanadu). Następuje reakcja:

$$2\ NaVO_3 + 2HCl = V_2O_5 + 2\ NaCl + H_2O$$

Roztwór zawiera przed dodaniem HCl: 12,5 do 13,89 gr V oraz 0,17 — do 0,32 gr P w litrze.

Po wytrąceniu V_2O_5 pozostały roztwór zawiera 0,31 — 0,34 V oraz 0,1 — 0,19 P.

Po sklarowaniu ciecz zostaje zdekantowana. Pozostałość idzie na filtry próżniowe, na których osadzony V_2O_5 przemywa się wodą. Osad na filtrze posiada następujący skład chemiczny:

Rok	V	Fe	P	H_2O
I	50,3	2,0	0,1	0,71
II	49,5	2,0	0,2	0,24

W odpowiednich warunkach temperatury i stosunków ilościowych otrzymuje się osad drobnoziarnisty.

Otrzymany osad topi się przy temperaturze 800° w małym piecu płomiennym. Wypływające z pieca cienką strugą na obrotową płytę stalową, chłodzoną powietrzem, stopione tlenki wanadu krzepną w postaci łusek.

Wytop żelazowanadu odbywa się co kilka dni, po uzbieraniu się odpowiedniej ilości materiału. Łuski 5-tlenku wanadu miesza się z granulkami Al i z odpadkami żelaza. Ilość odpadków żelaza zależy od pożądanego składu żelazowanadu. Przy żądanym 70% żelazowanadzie skład chemiczny mieszanki jest następujący:

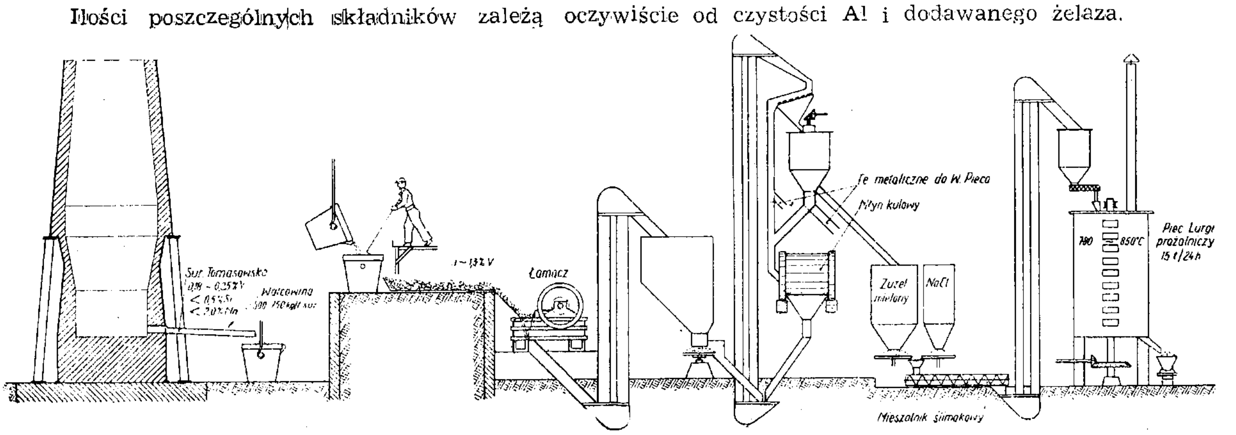
1 kg V_2O_5, 0,4 kg Fe, 1,36 kg Al

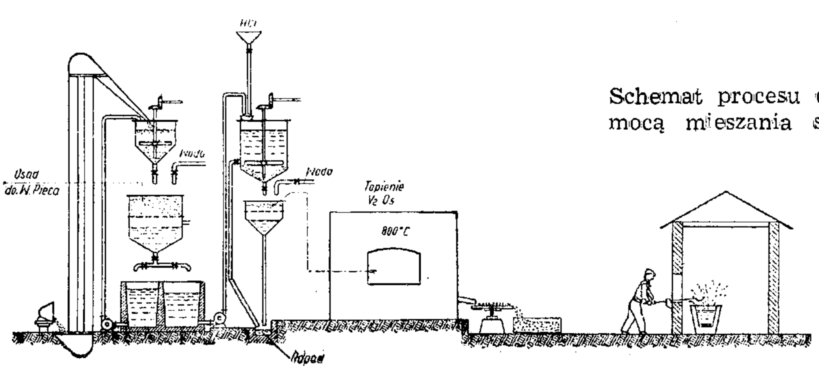
Kadź umieszcza się w osobnym pomieszczeniu. Wykonanie kadzi z żużla, powstałego przy poprzednich wytopach, wymaga dużej staranności. Za pomocą szablonów ubija się ściany z mielonego żużla z domieszką szkła wodnego. Kadź jest suszona przez 24 godz. i wypalana. Do kadzi daje się kilka kg mieszanki i zapoczątkowuje się reakcję, zapalając mieszaninę proszkiem (Al + BaO_2 wzgl. $CaClO_3$). Reakcja przebiega dalej samoczynnie. Robotnicy, ustawieni

Skład żelazowanadu

V	P	S	C	Si	Al	Cu	Mn
67–70	0,04–0,16	0,05	0,09	1,0–1,3	0,1	0,1–3,0	0,18–0,70

Ilości poszczególnych składników zależą oczywiście od czystości Al i dodawanego żelaza.





Rys. 1.
Schemat procesu otrzymywania żelozowanadu za pomocą mieszania surówki ze środkiem świeżącym.

za ścianą, która oddziela ich od kadzi (ze względu na temperaturę i oślepiający przebieg reakcji), wsypują szybko, przy pomocy łyżki na długim drągu, 1 porcję mieszanki za drugą. Stosowanie Al w postaci granulek i stopniowe dosypywanie mieszanki zapobiega zbyt gwałtownemu przebiegowi reakcji. W wyniku reakcji V_2O_5 zostaje odtleniony i stopiony żelazowanad zbiera się na dnie kadzi, dokładnie oddzielony od żużla. Jednorazowo otrzymuje się bryłę żelazowanadu, ważącą ok. 700 kg, którą po ostygnięciu (po 48 godz.) wyrzuca się z kadzi i rozbija łatwo młotem.

Opisaną wyżej metodą można uzyskać ok. 10% wanadu, zawartego w surówce. Przy zastosowaniu do świeżenia konwertora thomasowskiego uzysk wanadu przekracza 50%. Wchodzą tu jednak w grę duże koszty inwestycyjne. W omawianym zakładzie próbowano również ubijania zendry na dnie kadzi. Daje to nieco większy uzysk, reakcja jest wszakże zbyt burzliwa i dlatego zaniechano tego sposobu. Proces opłaca się, jeżeli żużel wanadowy zawiera powyżej 1% V.

St. Dyakowski i E. Mazanek

METALE NIEŻELAZNE

Własności i zastosowanie molibdenu *)

Molibden, będący od dawna ważnym surowcem przemysłu żarówkowego, ma — dzięki swemu wysokiemu punktowi topliwości — duże szanse szerokiego technicznego zastosowania. Dziedziny jego zastosowania są następujące: nie chronione elementy grzewcze do pieców o wysokiej temperaturze, turbiny gazowe i komory spalań, formy do trudno topliwych odlewów, narzędzia do obróbki metali na zimno i gorąco, armatury kwasoodporne, tygle do topienia metali trudno topliwych, materiał konstrukcyjny dla wysokich temperatur oraz matryce do prasowania na gorąco i przeciągania. Stopy molibdenu, posiadające twardość 60 — 65 Rc, używane są również wówczas, gdy wymagana jest duża twardość. Poza tym mieszaniny Mo—Ag i Mo—Cu stosuje się z powodzeniem na kontakty elektryczne.

Mo jest metalem ciężkim, grupy wolframu i tantalu, barwy srebrzysto-białej. Ciężar właściwy 10,3 g/cm³, punkt topliwości 2620°C. Wysoki punkt topliwości molibdenu jest powodem szerokiego dziś stosowania tego metalu lecz z drugiej strony był długo powodem, hamującym jego rozpowszechnienie. Dopiero nowe metody metalurgii proszków zdołały pokonać ową trudność. Proszek wyjściowy (produkowany w USA przez firmę Westinghouse), zawierający 99,9% Mo, prasuje się, spieka przepływem prądu, przekuwa, a wreszcie walcuje. Ciężar kęsów, produkowanych tą metodą, dochodzi do 100 kg. Najważniejsze techniczne własności molibdenu są następujące: 1) wysoka temperatura topliwości, 2) niskie ciepło właściwe (2-krotnie niższe od niklu), 3) wysoka przewodność cieplna (3-krotnie wyższa od stali węglowej), 4) niski spółczynnik rozszerzalności cieplnej, 5) przewodność elektryczna (3-krotnie niższa od srebra), 6) dobre własności wytrzymałościowe przy temperaturach pokojowych (wytrzymałość na rozciąganie 50—100 kg/mm² dochodzi niejednokrotnie do 250 kg/mm² przy zgniataniu na zimno), 7) duża wytrzymałość przy wysokich temperaturach, 8) wysoki spółczynnik sprężystości, 9) twardość 165—185 HB, 10) wysoka odporność na korozję, 11) odporność na utlenianie, 12) paramagnetyczność, 13) łatwa obrabialność spiekanego Mo.

Tantal i jego zastosowanie **)

Tantal utlenia się b. łatwo przy wysokich temperaturach i może być zastosowany w tych warunkach jedynie w próżni. Uniemożliwia to zastosowanie go do turbin gazowych, istnieje natomiast cały szereg dziedzin, gdzie zastosowanie tantalu daje doskonałe wyniki. Skłonność tantalu do utleniania wykorzystuje się w specjalnych urządzeniach elektrycznych; w innych przypadkach wyzyskuje się jego b. wysoką odporność na działania chemicznych substancji, lub wreszcie stosuje się go do budowy prostowników i kondensatorów. Najważniejsze własności tantalu są następujące:

1) odporność na działanie kwasów i zasad, z wyjątkiem kwasu hydrofluorowego i dymiącego siarkowego; ulega on również działaniu stężonych ługów, upodobniając się wskutek tego pod względem swych własności chemicznych do szkła;
2) wysoka ognioodporność przy pracy w próżni umożliwia stosowanie tantalu wszędzie tam, gdzie wymagana jest praca przy b. wysokich temperaturach, a proces odbywa się w próżni;
3) specjalne własności elektryczne: w elektrolicie tantal tworzy powłokę tlenku, która przewodzi prąd jedynie jako katoda; to stanowi podstawę stosowania tantalu jako mokrego prostownika oraz przerywacza prądu; porowate prasówki metalu znajdują też zastosowanie jako mokre kondensatory, gdy wymagana jest duża pojemność;
4) tworzenie węglików, które wchodzą w skład stosowanych w przemyśle twardych metali;
5) tworzenie soli o cennych własnościach, np. tlenek tantalu stosowany bywa jako składnik specjalnych szkieł optycznych; inne związki tantalu stosuje się jako katalizatory w przemyśle chemicznym.

Tantal otrzymuje się dziś w następujący sposób: drogą chemiczną mokrą oddziela się kwas tantalowy, przeprowadza jego oddzielanie od niobu, wykorzystując niższą rozpuszczalność podwójnego fluorku tantalu i potasu, elektrolizuje się podwójną sól i otrzymuje metaliczny proszek tantalu. Dalsze operacje przeprowadza się sposobem metalurgii proszków.

Własności fizyczne tantalu:
Ciężar właściwy 16,6 g/cm³
Spółczynnik rozszerzalności liniowej
$6{,}4 \times 10^{-6}$ /1°C
Punkt topliwości ok. 2950°C
Przewodnictwo
cieplne 20°C 0,130 gcal/cm²/cm/°C/sek
Przewodność elektryczna
w stosunku do miedzi 13,9%
Pojemność magnetyczna $0{,}93 \times 10^{-6}$ cgs
Moduł Younga 1.910.000 kg/cm²

Wł. Rutkowski

*) J. Gelok. Materials and Methods 1947, Nr 3, str. 86.

**) Kenneth Rose. Materials and Methods 1947, Nr 4, str. 94/98.

Z wydawnictw

Vademecum Elektrotechnika. W roku ubiegłym ukazała się pod tym tytułem 350 — stronicowa książka, wydana pod redakcją inż. Nowakowskiego, nakładem księgarni J. Zielińskiego w Łodzi. W dziale ogólnym książki znajdują się, m. in., rozdziały, dotyczące wytrzymałości tworzyw, hutnictwa i metalurgii, których treść musi wywołać poważne zastrzeżenia nie tylko jeżeli idzie o używane w nich słownictwo i symbolistykę, lecz również i co do meritum omawianych tematów. „Vademecum" zostało oparte na niemieckim wydawnictwie,*) które jest — być może — wartościowym podręcznikiem elektrotechnicznym, zawiera wszakże szereg fragmentarycznych, pogmatwanych, a często wręcz zupełnie błędnych informacji metaloznawczych; na domiar złego, dane te przetłumaczono bez znajomości polskiej terminologii metaloznawczej i metalurgicznej. Tłumacz tworzył ad hoc oryginalne nowotwory, posługując się widocznie słownikiem języka potocznego. Tym jedynie można wytłumaczyć takie terminy, jak „zeszczuplenie" zamiast „przewężenie", „ciągliwość" zamiast „wydłużenie" (str. 67 i 68), „próba uderzenia nacięciowego" — „udarność" (str. 70), „silne rozciąganie" — „głębokie tłoczenie" (str. 72) i wiele innych. Nieszczęśliwym dosłownym tłumaczeniem jest „próba trwała", „maszyna trwałego gięcia", „próba stanu trwałego" (Dauerversuch, Dauerbiegemaschine, Dauerstandversuch) na str. 70 i 71 (w oryginale str. 46 i 47), „pręty próbne" (Probestäbe), „badania złożeniowe" (Gefügenuntersuchung) itd. Redakcja „Vademecum" padła ponadto ofiarą bezkrytycznego przyjęcia zupełnie mylnych nieraz danych technicznych. Np. tabela na str. 103 podaje, że barwy żarzenia zależne są od hartowalności stali. I tak np. barwę wiśniową stal hartowalna ma przy 750^0, a stal niehartowalna przy 900^0, żółtą — przy 1000 i 1 200^0 C! Na tej samej stronicy tabela 5 podaje barwy nalotowe stali tyglowej, przy czym np. barwa ciemno-żółta (240^0) „nadaje się do hartowania stali narzędziowej" (?!). Podany na st. 80 podział stali, dokonany wspólnym wysiłkiem autora i tłumacza, przedstawia się następująco:

		węgiel	własności
stal kowalna	spawalna	0,6 — 2,3	żyłowata (!), zawiera żużel, hartowal.
	spaw. kow.	0,05 — 0,6	„ „ „ niehart.
	zlewna	0,6 — 2,3	ziarnista, wolna od żużla, hartow.
	zl. kow.	0,05 — 0,6	„ „ „ niehart.

Brak miejsca nie pozwala nam na przytoczenie tu różnych innych dziwolągów np. w tabelach „zawartości składników obcych", zajmujących całą str. 81 „Vademecum". Określenie „odlew temper. (przed nawęgl.) $\approx$ 3% C" należy zapisać wyłącznie na konto tłumacza, gdyż w oryginale (str. 55) mamy „Temperguss (vor d. Tempern)". Błędnie przetłumaczono również ustęp na str. 76: „....hartowanie stali szlachetnej z dodatkiem metali wymaga długiego, a nawet bardzo długiego chłodzenia", albowiem ustęp ten brzmi w oryginale (str. 50): „hartowanie stali szlachetnej z dodatkiem metali zachodzi (erfolgt) przy długim, albo nawet bardzo długim czasie oziębiania". Część metalurgiczna ogranicza się do jednostronicowego opisu wielkiego pieca, a największą rewelacją jest w nim twierdzenie, że wielki piec zawiera ruszty (str. 80).

Wreszcie sprawa symbolistyki: w rozdziale o badaniu tworzyw redakcja przyjęła częściowo symbole norm niemieckich (np. „zeszczuplenie" — ψ), częściowo spolszczyła je (np. ς_R — wytrzymałość na rozerwanie), częściowo utworzyła swoje własne oznaczenia: granica sprężystości — E, granica ciągliwości (płynność) — C, granica „rozrywu" — Z, nie wiedząc widocznie o istnieniu znormalizowanych oznaczeń polskich.

Przypuszczając, że „Vademecum" przynosi w swej właściwej części elektrotechnicznej dużo wartościowego i pożytecznego materiału dla fachowców - elektryków, wyrażamy nadzieję, iż w następnym wydaniu redakcja gruntownie przerobi kompromitujący rozdział materiałoznawczy; obecnie rozdział ów jest dla metalurga jedynie tylko lekturą humorystyczną i czytelnikom, nieobeznanym z tym przedmiotem, może przynieść poważne szkody, wprowadzając zamęt w słownictwie i symbolistyce tudzież rozpowszechniając nieścisłe, a niekiedy wręcz mylne wiadomości techniczne.

*) W. Friedrich. Tabellenbuch für Elektrotechnik. Ausgabe C., 1942.

St. Przegaliński

Inż. Bogusław Tittenbrun. Maszyny elektryczne. Podręcznik dla techników, szkół zawodowych i samouków. Nakładem Spółdzielni Księgarskiej „Ognisko". Katowice 1947. Książka ta, zatwierdzona przez Ministerstwo Oświaty jako podręcznik dla gimnazjów elektrycznych o kierunku energetycznym, składa się z dwu części: pierwszej, omawiającej na 116 stronicach maszyny prądu stałego i drugiej, obejmującej na 165 stronicach wykład nauki o maszynach prądu zmiennego. Przedstawia ona nader wartościowy materiał, raczej jednak dla wykładowcy w gimnazjum elektrycznym, poziom jej bowiem jest dla uczniów takiego gimnazjum stanowczo za wysoki, a zakres — zbyt obszerny. Odda natomiast duże usługi technikowi - monterowi, przydatna będzie dla inżyniera nieelektryka, który przy jej pomocy zdoła wcale dokładnie zapoznać się z zasadami działania maszyn elektrycznych (co, przy dzisiejszej — wciąż coraz bardziej rozwijającej się — mechanizacji produkcji, jest oczywiście ze wszechmiar pożądane), a nawet i inżynier-elektryk znajdzie w niej niejedno interesujące ujęcie zjawisk, zachodzących w maszynach elektrycznych.

Dziełko jest niewątpliwie dobre, zostało opracowane starannie i sumiennie, a poszczególne tematy są w nim należycie przemyślane i w sposób przystępny wyłożone. Terminologia i język — na ogół — poprawne. Gdy chodzi o dydaktykę, do zalet dziełka wypada zaliczyć minimalną ilość użytych w nim przez autora wzorów matematycznych. Rysunki (jest ich nieco za mało!) — przejrzyste, brak fotografii może jednak spowodować, że uczeń, choćby pomyślnie złożył egzamin, odnośnej maszyny w praktyce nie rozpozna. Zewnętrzna strona wydawnictwa (wyraźny druk, odpowiedni papier) sprawia wrażenie korzystne.

Rzecz prosta, że książka, o której mowa, nie jest wolna od różnych drobnych błędów, usterki owe są wszakże niewielkie i jeżeli niektóre z nich poniżej przykładowo — niejako na marginesie — wymieniamy, czynimy to bynajmniej nie z chęci umniejszenia wartości książki, lecz wyłącznie w tym celu, aby mogły być one w następnym jej wydaniu usunięte, od podręcznika szkolnego musimy bowiem wymagać jak najdalej idącej jasności w określaniu podstawowych pojęć. I tak np. wadliwe są: w części I, na str. 60, ustęp, dotyczący pracy przerywanej, w części II rys. 27 na str. 56, na str. 81 powiedzenie, że przy zwarciu transformator zachowuje się podobnie jak przy biegu luzem, pobierając prąd przeważnie indukcyjny, tylko silniejszy (gdyż można się obawiać, że niedoświadczony elektryk, po przyswojeniu sobie tego ustępu, spokojnie zawrze transformator i... spali go!), na str. 126 w silniku asynchronicznym „prąd nie jest proporcjonalny do mocy", na str. 148 i 149 pomieszanie anody z katodą, na str. 150 i 151 „nurny" (?) zapłon prostownika itp.

Celem udostępnienia książki pracownikom zakłady winny by zakupić ją dla swych bibliotek.

Wł. Karbowniński

Rocznik Statystyczny 1947. Rok XI. Warszawa 1947. Nakładem Głównego Urzędu Statystycznego. Rocznik Statystyczny podejmuje tradycję Małego Rocznika Statystycznego, przed ostatnią wojną dobrze ogółowi znanego ze swego zwięzłego i wszechstronnego ujmowania całokształtu życia gospodarczego oraz społecznego Polski w przejrzyście ułożonych tablicach statystycznych. Rocznik w zasadzie dotyczy lat 1945 i 1946, w szeregu wypadków zamieszcza jednak również najbardziej aktualne dane dla 1947 r. Wielką zaletą Rocznika jest przytoczenie w nim danych przedwojennych, które uprzytamniają przemiany Polski pod względem terytorialnym (przeszło 4-krotne zwiększenie długości granic morskich itd.). Przedstawiono w nim także stosunek Ziem Odzyskanych do pozostałej części Polski, repatriację, akcję przesiedleńczą tudzież reemigracyjną, reformę rolną, osadnictwo, zniszczenia wojenne, np. budynków, m. in. Warszawy, na Ziemiach Odzyskanych itd., jak również mnóstwo podstawowych danych, charakterystycznych dla strukturalnych przemian współczesnej Polski. Z przyczyn niezależnych od Gł. U. St. (wadliwość materiału źródłowego i jego niekompletność) brak w Roczniku danych co do ruchu naturalnego ludności. Dane te należą do zasadniczych i konieczne są, zwłaszcza jako ew. korektura w założeniach planowania C. U. P. Skrócony spis ludności z 14. II. 1946 r. znalazł swe odbicie w Roczniku, wskazując wyraźnie, wobec stwierdzonych w nim zmian w demograficznym składzie ludności i trwających po tym spisie nieukończonych procesów imigracyjnych, na potrzebę przeprowadzenia zamierzonego, drugiego, skróconego spisu ludności. Ponadto Rocznik przynosi obfity materiał, dotyczący szkolnictwa różnego typu. Te dane są na tle przeobrażeń powojennych szczególnie pocieszające i świadczą o ogromie dokonanej u nas na polu szkolnictwa pracy tudzież o ogólnym pędzie do kształcenia się. Do danych, obrazujących walkę Polski ze skutkami okupacji, należą dane, dotyczące zdrowotności publicznej.

Bogata treść Rocznika (195 str., ponad 250 tabl., skorowidz rzeczowy i mapa z podziałem administracyjnym Polski wg stanu z 1. IV. 1947 r.) stanowią cenny materiał źródłowy. Duże zainteresowanie budzą w Roczniku tablice, obrazujące życie gospodarcze Polski (w 1945 r. i 1946 r.).

Rocznik daje obfity materiał liczbowy, w oparciu zarówno o własne materiały, jak i wykorzystując materiały statystyczne i oparte na nich opracowania urzędów, instytucji, związków itd., a w dziedzinie statystyki przemysłowej — Centralnych Zarządów i Zjednoczeń Przemysłu.

Przed Gł. U. St. stanęły wielkie zadania: wyzyskanie materiału, przeprowadzenie odpowiedniej selekcji i w związku z tym koordynacja prac statystycznych różnych komórek sprawozdawczych. Poświęcił też sporo miejsca tablicom przemysłu hutniczego. Dane w Roczniku — jak wynika z porównania z ogłoszonymi w sprawozdaniu C. Z. P. H. za lata 1945 i 1946— wykazują pewne różnice. Wpłynęło na nie korzystanie przez Gł. U. St. z danych statystyki bieżącej, operatywnej. Wskazane byłoby w następnych latach sprawozdawczych oprzeć się na opracowanych w C.Z.P.H. danych ostatecznych.

Ogółem biorąc, Rocznik stanowi poważne osiągnięcie Gł. U. St., udostępnia bowiem najszerszym masom czytelników obiektywne dane o naszej rzeczywistości i ukazanie się go świadczy nader dodatnio o pracy Gł. U. St. na polu opracowania aktualnych danych statystycznych w tak wielkim zakresie.

W. Stopczyk

Revue de l'Aluminium. Rocznik XXIV (1947). Nr 132 (kwiecień). **H. C. Gonon.** Aluminotermia.—**P. Prévot.** Zastosowanie aluminium w przemyśle mleczarskim. —**R. Guillemot.** Odlewanie tłoków Chryslera we wlewnicach. — Zalety elektrycznego zgrzewania oporowego w konstrukcjach lotniczych. — Tylny most samochodowy z lekkich stopów. — Wagony rosyjskie z duraluminu. — Nr 133 (maj). **N. Goret.** Łożyska z aluminium. — **G. V. Rayner i K. Little.** Struktura stopów Al-Cr-Mn. — **E. Eberall i C. E. Ransley.** Stopy Al-Mg. — Obuwie z aluminium. — Nr 134 (czerwiec). **P. Vachet.** Zicral, nowy stop Al-Mg-Zn o wysokich własnościach wytrzymałościowych.— Pudrowanie form proszkiem aluminium. — **E. Jaudon.** Protalizacja — prosta obróbka chemiczna powierzchni lekkich stopów. — **J. Meynis de Paulin.** Sterylizacja sal operacyjnych. — **M. Arbault.** Zmniejszenie ciężaru rowerów można osiągnąć nie tylko przez zmniejszenie ciężaru części obracających się. — Stulecie inżynierów z Liège. — Nr 135 (lipiec — sierpień). **G. Baudard.** W Australii ma być zapoczątkowana produkcja aluminium. — **L. Richard.** Elekrolityczne polerowanie stopów aluminium metodą „Polectro". — **H. V. L. Philipps.** Struktura stopów Al-Mg-Si-Fe, bogatych w aluminium. — Obróbka mechaniczna stopów magnezowych. — Nr 136 (wrzesień). **J. Odier.** Izolowanie przewodników z aluminium przez utlenianie anodowe. — Aluminium

w teatrze: scena obrotowa w „Folies Bergères". — Nadstruktury okrętowe z lekkich stopów. — Nr. 137 (październik). G. **Baudard.** Aluminiowy przemysł radziecki. — **R. F. Handstock i A. Murray.** Zmęczenie metali. — **L. E. Benson.** Naprężenia wewnętrzne. — Przetapianie aluminium rafinowanego. — Nowe broszury, wydane przez „Aluminium Français". — Klucze ze stopu Al-Zn-Mg. — Nr 138 (listopad). **J. Meynis de Paulin.** Malowanie aluminium. — **R. Schweyckart.** Automatyczna obróbka tłoków „Dodge". — Nr 139 (grudzień). **J. Hérenguel.** Przegląd kabli z almélecu po 15 — 25 latach pracy. — **H. Lebouteux.** Otrzymywanie aluminium z gliny. — **R. J. Payne.** Odwrotna segregacja w stopach magnezowych. — **G. J. Metcalfe.** Międzykrystaliczna korozja nitów ze stopów Al-Mg. — **G. Forrest.** Wpływ naprężeń resztkowych. — **R. Faroux.** Próba samochodu Renault 4 KM. — Tristan Bernard, pierwszy dyrektor pierwszej fabryki aluminium.

Wł. Łoskiewicz

Stal. Rocznik VII (1947). Nr 11. **N. A. Jarcew i W. A. Kulibin.** Ruda żelazna jako podstawa rozwoju hutnictwa w ciągu 30 lat władzy radzieckiej. — **M. B. Pisariewski.** 30 lat radzieckiej chemii koksowniczej. — **M. A. Pawłow.** Rozwój produkcji surówki w ciągu 30 lat władzy radzieckiej. — **L. M. Girszman.** Stalownictwo ZSRR w 30-lecie Października. — **A. F. Myrcymow.** Metalurgia gatunkowa w 30-lecie Października. — **I. F. Krasnych.** Stworzenie produkcji żelazostopów w ZSRR. — **I. M. Pawłow.** Rozwój nauki o walcownictwie w ZSRR. — **I. F. Jermołajew.** Rozwój wytwarzania rur w ZSRR. — **W. S. Mieśkin.** Precyzyjne stopy w ZSRR (osiągnięcia w ciągu 30 lat). — **K. M. Gołosman.** Trzydzieści lat rozwoju techniki cieplnej pieców hutniczych. — **I. G. Tichomirow.** Energetyka hutnictwa żelaza w 30-lecie Października. — **Z. I. Zawielski.** Organizacja pracy w hutnictwie żelaza w ciągu 30 lat władzy radzieckiej. — **G. I. Nosow.** Magnitogorski kombinat metalurgiczny im. Stalina. — **G. M. Iljin.** Huta „Sierp i młot". — Nr 12. **G. F. Woznyj.** Odsiarczanie węgla przy procesie jego wzbogacania. — **I. G. Połowczenko i I. D. Siemikin.** Nowa konstrukcja garu wielkiego pieca. — **A. F. Szejnberg.** O nowej konstrukcji garu wielkiego pieca. — **N. K. Leonidow.** Zagadnienie konstrukcji garu wielkiego pieca. — **B. E. Kacow.** Program najlepszych stosunków mieszanki koksowo-wielkopiecowej i gazowo-powietrznej. — **S. Z. Judowicz i S. A. Jacowski.** Dobór wagi i sposobu odlewania wlewków stali gatunkowej. — **I. M. Pawłow i A. A. Szewczenko.** Badania i zastosowanie szybkiego ciągnięcia drutu. — **J. M. Matwiejew i M. A. Szubik.** Kalibrowanie walców pielgrzymowych do walcowania stopniowanych rur. — **M. M. Sztejnberg.** Wzmocnione i odmocnione podwójne stopy żelaza. — **K. M. Pachałujew.** Opalanie pyłem węglowym pieców walcowniczych. — **M. L. Czekanowski i N. G. Babincew.** Właściwe odgazowanie szczap drzewnych. — **B. W. Kacenelenbogen.** Naprawa pieców hutniczych metodą natryskiwania. — **A. P. Popow i S. I. Sapiro.** Huta Czusowska w 30-lecie Wielkiej Rewolucji Październikowej.

K. Radźwicki

Przegląd Górniczy. Tom IV (1948). Nr 2 (luty). **Prof. dr inż. W. Budryk.** Wielkość próby węgla, przeznaczonej do analizy w cieczach ciężkich. — **Inż. St. Paulus.** Wstrząsy podziemne. — **Inż. E. Kowalski.** Płynne powietrze i jego zastosowanie. — **Inż. St. Stefaniak.** Bilans i charakterystyka ekonomiczna zakładu w ujęciu technicznym. — **Kronika.** — **Przegląd zagraniczny** (m. in. notatka o wpływie katalizatorów na proces koksowania). — **Statystyka polskiego przemysłu węglowego.** — Nr 3 (marzec). **Dr inż. O. Popowicz.** Problemy młotków mechanicznych. — **Inż. T. Piotrowski.** Podpałka „Lofix". — **Inż. E. Kowalski.** Płynne powietrze i jego zastosowanie. — **Kronika.** — **Przegląd zagraniczny.** — **Statystyka polskiego przemysłu węglowego.**

Węgiel. Rok II (1948). Nr 1 (styczeń). **Inż. B. Krupiński.** Produkcja przemysłu węglowego w roku 1947.— **Dr H. Kolber.** Upaństwowienie przemysłu węglowego w państwach zachodnio - europejskich i w Polsce.— **Mgr L. Bieńkowski.** Uwagi o odbudowie przemysłu i górnictwa węglowego w Niemczech. — **Przegląd zagraniczny** (m. in. notatka o popycie na koks). — **Kronika przemysłu węglowego.** — **Statystyka.**

Nafta. Rok IV (1948). Nr 2 (luty). **E. Jerzyk.** Dorobek i zamierzenia przemysłu naftowego — **Inż. B. Kasiński.** Nowoczesny olej samochodowy. — **Przegląd zagraniczny.** — **Dział sprawozdawczy.** — **Wiadomości bieżące** (m. in. notatka o zarządzeniu Ministerstwa Przemysłu i Handlu, mocą którego dotychczasowa nazwa „Centralny Zarząd Przemysłu Paliw Płynnych", w skrócie CZPPP, została zmieniona na nazwę „Centralny Zarząd Przemysłu Naftowego", w skrócie CZNP). — **Statystyka naftowa Polski.**

Biuletyn Przemysłu Materiałów Ogniotrwałych. Rok II (1947). Nr 9 (grudzień). **Inż. Wł. Kisielow.** Możliwości zastosowania magnezytu śląskiego do produkcji wyrobów magnezytowych. — **Inż. Z. Tokarski.** Metody badania materiałów ceramicznych. — **Dr inż. J. Konarzewski i inż. Z. Tokarski.** Własności mieszanin zmielonego surowego łupku ogniotrwałego i wody. — **H. Piotrowski.** Odkrywkowa eksploatacja glin. — **J. Sznap.** Uwagi o możliwościach rozwoju przemysłu materiałów ogniotrwałych. — **Polskie normy** $\left(\frac{\textbf{PN}}{\textbf{C—1601}}\right)$. **Kronika.** — **Sprawozdania.**

Wiadomości Hutnicze. Rok IV (1948). Nr 1 — 2 (styczeń—luty). **Inż. I. Borejdo.** Współzawodnictwo a tayloryzm. — **Inż. J. Wojnar.** Koksownia huty „Florian". — **Inż. A. Stanisławski.** Piece indukcyjne wysokiej częstotliwości o wyłożeniu zasadowym. — **E. Skóra.** Budowa walcowni „Demag" w hucie „Kościuszko". — **Z. Ziołek.** O spawaniu elektrycznym. — **Inż. W. Nowakowski.** Żelazostopy. — **Inż. N. G. Burylew.** Metody pośpiesznych topów martenowskich (tłumaczenie z języka rosyjskiego). — **W. Stopczyk.** Naukowa organizacja pracy. — **Inż. M. Sadlowski.** Podstawowe założenia akcji „O". — **Inż. J. Świdziński.** Człowiek w hutnictwie otoczony troskliwą opieką. — **Inż. St. Rurański.** Kącik językowy. — Poza wymienionymi wyżej pracami zawierają jeszcze „Wiadomości Hutnicze" szereg dłuższych i krótszych artykułów (np. „Trzy lata pracy dla odbudowy Polski Ludowej", „Wynalazczość w hutnictwie", „Hutnictwo w Królestwie Polskim", „Z życia naszych świetlic", „Robotnicy na kierowniczych stanowiskach"), różne notatki i „Kronikę".

Przegląd Chemiczny. Rok VI (1948). Nr 1 (styczeń). **Inż. T. Hobler.** O podobieństwie wymiany masy do wymiany ciepła. — **Inż. T. Cichos.** Otrzymywanie fenoli z wody pogazowej w koksownictwie. — **Prze-**

gląd literatury (m. in. notatka o bezpośredniej metodzie kolorometrycznego oznaczania fosforu we wszystkich rodzajach stali).

Przegląd Techniczny. Rok 69 (1948). Nr 3 (luty). O współzawodnictwie na polu technicznym. — **Inż. R. Skórski.** Materiały ognioodporne dla celów konstrukcyjnych, ze szczególnym uwzględnieniem materiałów na łopatki do turbin gazowych. — **Dr inż. A. Grossman.** Proszki metalowe — podstawa ceramiki metali. — **Inż. Z. Puławski.** Szkła ochronne. — **Inż. J. Obalski.** W sprawie Instytutu Fizycznego. — Bibliografia zmęczenia żeliwa 1939 — 1947. — Nr 4 (luty). Przemówienie prezesa NOT wiceministra inż. B. Rumińskiego na Sejmie w sprawie ustawy o stopniu inżyniera. — Nowy sposób usuwania rdzy. — **J. Kalmer.** Postępy w dziedzinie budowy magnesów trwałych. — **W. L.** O współzawodnictwo inteligencji technicznej.

Przegląd Mechaniczny. Rok VI (1947). Nr 10 — 12 (październik — grudzień). **Prof. dr inż. W. Moszyński.** Obliczanie zmęczeniowe spawanych konstrukcji maszynowych. — **Prof. dr inż. A. Krupkowski i inż. J. Wantuchowski.** Wpływ długości pomiarowej próbki oraz jej postaci na wydłużalność przy rozrywaniu. — **Prof. inż. L. Burnat.** Produkcja masowa przerywana.— **Prof. dr inż. M. T. Huber.** Refleksje na temat tarcia między ciałami stałymi. — **Inż. J. Obalski.** O potrzebie wykładów metrologii ogólnej na wyższych uczelniach technicznych. — **T. Mojmir.** Stopy cynku typu „Zamak“ w gospodarce planowej. — **Inż. K. Gierdziejewski.** Urządzenia do zasilania żeliwiaków powietrzem. — **C. Kalata i J. Glaser.** Masy formierskie ze spoiwem cementowym. — **W. C. Devereux.** Perspektywy rozwojowe odlewnictwa lekkich stopów. — **Mgr A. S.** Maszyna do odlewania pod ciśnieniem 1750 at. — **Inż. APk.** Nowy przyrząd do mierzenia twardości. — **B. S. i Z. D.** Dobór materiałów na części zaworu butli tlenowej. — **Inż. Z. D.** Spawanie łukowe dotykowe. — **Inż. Z. D.** Zgrzewanie punktowe z polewaniem wodą.

Przegląd Elektrotechniczny. Rok XXIII (1947). Nr 11 — 12 (grudzień). **Inż. T. Czaplicki.** Kronika (Otwarcie linii na 220 kV Śląsk — Łódź. Współzawodnictwo pracy.). — **Dr inż. J. Kożuchowski.** Światowa gospodarka energetyczna w czasie wojny. — **Inż. Wł. Ney.** Bilans energetyczny polskiego Zagłębia Węglowego. — **Inż. B. Tittenbrun.** Elektrownie rtęciowoparowe. — **Inż. J. Adamski.** Aldrej — stop lekki na przewody napowietrzne. — **Inż. K. Siwicki.** Światowa Konferencja Energetyczna. — **Prof. inż. K. Drewnowski.** Międzynarodowa Komisja Elektrotechniczna. — **Inż. R. Kontkiewicz.** Budowa nowej fabryki maszyn elektrycznych w Polsce. — Formy i zasady współzawodnictwa pracy w przemyśle elektrotechnicznym i energetyce. — Statystyka elektryczna. — Rozwój polskiego szkolnictwa zawodowego elektrotechnicznego.

Przegląd Telekomunikacyjny. Rok XX (1947). Nr 7 — 8—9 (lipiec — sierpień— wrzesień). **K. Szymański i inż. St. Manczarski.** Międzynarodowa Konferencja Radiokomunikacyjna w Atlantic City. — **Inż. K. Borkowski.** Identyfikacja numeru abonenta. — **Inż. H. Kühn.** Urządzenia telekomunikacyjne dla potrzeb polskiej sieci energetycznej. — **Inż. J. S. Kosacki.** Wykrywacz min typu polskiego. — **Inż. T. Jaskólski.** Radiolokacja a warunki atmosferyczne. — Nr 10 — 11 — 12 (październik — listopad — grudzień). **Inż. St. Kielan.** Zjawisko Dopplera w rozchodzeniu się fal elektromagnetycznych. — **Inż. H. Kühn.** Urządzenia telekomunikacyjne dla potrzeb polskiej sieci energetycznej. — **BP.** Studia wyższe i praktyka przemysłowa inżynierów, ze szczególnym uwzględnieniem telekomunikacji.

Inżynieria i Budownictwo. Rok IV (1947). Nr 12 (grudzień). **Inż. M. Krajewski.** Charakterystyka mechanizacji robót budowlanych.

Przegląd Budowlany. Rok XX (1948). Nr 1 — 2 (styczeń — luty). Dwudziestolecie „Przeglądu Budowlanego“. — **Dr J. Goryński.** Plan inwestycyjny Ministerstwa Odbudowy na rok 1948. — **Inż. A. Krzyszkowski.** Budownictwo w Stanach Zjednoczonych A. P. — **Inż. E. O.** Kierunki rozwoju konstrukcji stalowych. — **S. R.** Aluminiowy element nośny mostu kolejowego.

Przegląd Komunikacyjny. Rok 1947. Nr 12 (grudzień). **Inż. J. Arlitewicz.** Elektryfikacja i motoryzacja kolei brytyjskich. — **Dr T. Bissaga.** Komunikacja promowa Polska — Szwecja. — **M. Brejew.** 30 lat radzieckiego transportu kolejowego. — **Inż. A. Krzyżanowski.** Kolej a samochód.

Gaz, Woda i Technika Sanitarna. Rok XXII (1948). Nr 2 (luty). **Dr inż. J. Doliński i mgr A. Boguńska.** Dokładne frakcjonowanie benzolu technicznego.

Przegląd Geodezyjny. Rok IV (1948). Nr 1 (styczeń). **Inż. Br. Łącki.** Plan działalności Głównego Urzędu Pomiarów Kraju w r. 1948. — **Inż. J. Sienkiewicz.** Zagadnienie reformy triangulacji. — **Inż. K. Rżewski.** Organizacja nauki i szkolnictwa wyższego.— **Inż. T. Blachut.** Fotogrametria w krajach Europy.

Przemysł Włókienniczy. Rok I (1947). Nr 12 (grudzień). **Dr J. Warężak.** W sprawie Archiwum Włókienniczego w Łodzi. — **Mgr W. Machczyński.** Uwagi na temat opracowania planów przemysłowych na rok 1948. — **F. Płuciennik.** Zagadnienie płac w przemyśle włókienniczym.

Wydawnictwa Centrali Żelaza i Stali. Staraniem i nakładem Przedsiębiortswa Państwowego „Centrala Żelaza i Stali“ (skrót: „Centrostal“) w Katowicach ukazały się dotychczas w druku następujące broszury:

1) Ogólne wiadomości o stalach szlachetnych (str. 24).
2) Próba iskrowa i jej zastosowanie w kontroli stali (str. 44).
3) Stale szybkotnące (str. 16).
4) Tablice ciężarów oraz zamiany miar (str. 86).

Zawarte w broszurach, wymienionych wyżej pod 1), 2) i 3) wskazówki, oparte na wieloletnim doświadczeniu naszych metalurgów w wytwarzaniu stali szlachetnych, przyczynią się niewątpliwie do właściwego stosowania i obróbki różnych gatunków polskich stali szlachetnych. W broszurze 4) znajdujemy najrozmaitsze dane, znacznie ułatwiające codzienną pracę w warsztatach, magazynach i biurach. Dalsze broszury z tego cyklu znajdują się w opracowaniu.

Przegląd Organizacji. Rok XVIII (1948). Nr 1 (styczeń). **Mgr St. Duszyński.** O racjonalizację techniki zarządzania. — **J. Piotrowski.** Sprawność ubezpieczeń społecznych. — **Wł. Baliński.** Potrzebujemy dobrych organizatorów. — **Dr inż. Z. Zbichorski.** Kształćmy inżynierów administracji technicznej. — **Inż. Z. Rytel.** Gdzie jesteśmy? Problemy naukowej organizacji. — **Śp. Zygmunt Rytel.** — **J. Daric, J. Marlet, A. Morisot.** Obsługa techniczna czynnika ludzkiego w przemyśle. — **Wł. Baliński.** Błąd, paraliżujący doskonalenie organizacji. — **Ali.** Dlaczego nie potrafimy rozstać się z dziennikiem? — **Bibliografia.** — Nr 2 (luty). **Inż. Z. Rytel.** Autorytet osobisty i autorytet stanowiska. — **Inż. St. Wojnarowicz.** Prawa mechanizacji produkcji.— Wpływ naukowego kierownictwa na wzrost standartu życia człowieka (streszczenie przemówienia W. L. Batta na otwarciu VIII Międzynarodowego Kongresu Naukowej Organizacji w Sztokholmie w lipcu 1947 r.). — **Y.** Dowożenie pracowników do miejsc pracy. — **K. Olszewski.** Wypożyczalnia narzędzi. — **J. Kujawski.** Obliczanie kosztów robocizny dla potrzeb rachunkowości. — **Wł. B.** Podstawowa zasada organizatora biurowości. — **Praktyk.** Centrale maszynistek. — **Słownictwo** (zwężka, organizacja czy organizowanie, organizatoryka). — **Bibliografia.**

Gospodarka Planowa Rok III (1948). Nr 3 (luty). **M. Korolewicz.** Organizacja i zadania central handlowych. — **K. I.** Hutnictwo żelaza na przełomie r. 1947/48. — **(Cz.)** Umowy gospodarcze ze Związkiem Radzieckim. — **(Cp.)** Umowa handlowa z Włochami. — Dodatek: Przegląd Bibliograficzny Czasopism Gospodarczych (za grudzień 1947 r.).

Życie Gospodarcze. Rok III (1948). Nr 3 (luty). **Dr K. Secomski.** W obliczu realizacji planu na rok 1948. — Nr 4 (luty). **Br. Minc.** Perspektywy rozwoju przemysłu polskiego w roku 1948. — **Br. Blass.** Finansowanie inwestycji.

Wiadomości Narodowego Banku Polskiego. Rok IV (1948). Nr 1 (styczeń). Sytuacja ekonomiczna Polski w listopadzie 1947 r. — **St. Sopiński.** Wielkość kosztów własnych produkcji a planowanie finansowe przedsiębiorstw państwowych. — **Dr St. Perczyński.** Bank biletowy w świetle nowych reform monetarnych. — **Prof. dr St. Rozmaryn.** Kontrola Banku Państwa ZSRR nad płacami. — **Mgr A. Siebeneichen.** Międzypaństwowy clearing reglamentowany.—Nr 2 (luty). Sytuacja ekonomiczna Polski w grudniu 1947 r. — **Dr M. Orłowski.** Podatek w gospodarce planowej. — **Mgr A. Siebeneichen.** System clearingowy w Polsce. — **Dr J. Zagórski.** Stopa procentowa w gospodarce planowej. — **Inż. A. Zausznica.** Reforma pieniężna w ZSRR.

Biuletyn Instytutu Gospodarstwa Narodowego. Rok II (1947). Nr 6 (grudzień). **Dr W. Hagemejer.** Przegląd ogólny. — **W. Fischer.** Rynek pieniężny w Polsce.— **A. Ledworowska.** Ruch cen wolnorynkowych w I półroczu 1947 r. — **Mgr W. Iwaszkiewicz.** Płace i zatrudnienie w I połowie 1947 r. — **T. Zawadzki.** Produkcja przemysłowa w I półroczu 1947 r. — **Mgr T. Witt.** Obrót zagraniczny Polski. — **Dr W. Hagemejer.** General survey.

Prace Instytutu Gospodarstwa Narodowego, Rok II (1948). Nr 3 (luty). **Mgr T. Witt.** Próba wyznaczenia stosunku cen importu i eksportu w handlu zagranicznym Polski. — **Mgr W. Iwaszkiewicz.** Rozpiętość pieniężnych zarobków robotniczych w przemyśle państwowym. — **A. Chlebowczyk.** Produkcja leśna w Polsce. — **K. Kwiecień.** Sytuacja mieszkaniowa w Polsce Odrodzonej. — English summaries.

Motoryzacja. Rok III (1948). Nr 2 (luty). **J. W.** Nasze stanowisko w sprawie kierowców. — **St. Kostecki.** Transport powietrzny. — **Mgr J. Fedak.** „Orbis" na nowej drodze. — **M. Korolewicz.** Problem paliw płynnych w Niemczech hitlerowskich. — **Inż. J. Toruńczyk.** Trzeba rozpocząć walkę o oszczędzanie benzyny. — **M. Korolewicz.** Przegląd zagadnień paliwowych zagranicą. — Wiadomości z kraju. — Nowości ze świata.

Skrzydlata Polska. Rok IV (1948). Nr 2 (luty). **Płk. A. Menczak.** Strategia radzieckiego lotnictwa. — **Inż. J. Pindera.** Lotnicze instytuty badawcze. — **R. Szubański.** Energia atomowa w lotnictwie. — Wojskowa Techniczno - Lotnicza Akademia im. prof. N. E. Żukowskiego. — Nowości techniczne.

Biuletyn Informacyjny Szkolnictwa Zawodowego Ministerstwa Przemysłu i Handlu. Rok II (1948). Nr 3—4 (luty). Rezolucja Zjazdu Szkolnictwa Ministerstwa Przemysłu i Handlu. — Otwarcie laboratorium odlewnictwa Akademii Górniczej. — Państwowe Technicum Korespondencyjne. — Szkolnictwo amerykańskie pod znakiem... atomu?

Bibliotekarz. Rocznik XV (1948). Nr 1—2 (styczeń — luty). — **B. Koutnik.** Dokumentacja w Czechosłowacji. — **J. Skarzyńska.** Jedno z ważnych zadań biblioteki w planie trzyletnim. — **M. Pisarska.** O współpracy bibliotecznej w Anglii. — **Z. Tworkowska.** Z zagadnień kształcenia bibliotekarzy. — **J. Augustyniak.** Trzydzieści lat istnienia Biblioteki Publicznej w Łodzi. — **M. Postępska.** Otwarcie Biblioteki Poznańskiego Towarzystwa Przyjaciół Nauk. — **J. Przybyłowa.** Książnica Miejska im. Kopernika w Toruniu wobec nowych zadań. — **K. Iłowska.** Ossolineum 1947.

Wiadomości Urzędu Patentowego. Rok XXIII (1947). Nr 11 (listopad). Zarządzenie o przedmiocie egzaminu z wiedzy technicznej dla kandydatów na stanowiska rzeczników patentowych. — Udzielone zostały patenty: Nr 33353 na sposób wyżarzania przedmiotów metalowych oraz urządzenie do wykonywania tego sposobu (Imperial Chemical Industries Limited, Londyn) i Nr 33361 na sposób dopasowania wylanych białym metalem otworów łożysk ślizgowych do wałów lub czopów (inż. J. Faszyński, Siemianowice Śl.). — Nr 12 (grudzień). Ustawa o ratyfikacji porozumienia międzynarodowego o zachowaniu lub przywróceniu praw własności przemysłowej, dotkniętych przez drugą wojnę światową, podpisanego w Neuchâtel. — Ustawa o ratyfikacji przystąpienia Polski do układu w sprawie patentów niemieckich, podpisanego w Londynie. — Udzielone zostały patenty: Nr 33363 na sposób ochronnego spawania łukiem elektrycznym oraz urządzenie do spawania tym sposobem (dr inż. A. Kręglewski, Poznań) i Nr 33366 na sposób oddzielania cynku od żelaza z surowców mineralnych i odpadków przemysłowych, zawierających obydwa te składniki (Hutniczy Instytut Badawczy im. Staszica, Gliwice i M. Śmiałowski, Gliwice).

J. Chmielowski

Różne wiadomości

Stalownia w Turcji. Zakłady hutnicze w Karabük zostały zbudowane w ramach planu uprzemysłowienia Turcji. Budowę ich, prowadzoną przez firmę Brassert i brytyjski personel, ukończono na początku ostatniej wojny. Pracują one w oparciu o krajowe surowce. Ruda żelazna (hematyt niskofosforowy) pochodzi ze złoża w Devrik w północno-wschodniej Azji Mniejszej, węgiel — z bliskich złóż Zongoldak. Ruda manganowa, dolomit i wapień są również dowożone z bliska.

Stalownia składa się z 4 stałych pieców martenowskich 65-tonowych, opalanych oczyszczonym gazem mieszanym. Automatyczny regulator Askania nastawia w głównej stacji rozdzielczej mieszankę gazu wielkopiecowego i koksowego na stałą wartość kaloryczną ok. 2000 kcal/m³; zamierzone jest wprowadzenie karburyzacji płomienia smołą.

Piece mają wymiar trzonu na poziomie stałego progu: długość 10 m, szerokość 3,35 m, głębokość w środku 840 mm, użyteczna powierzchnia w przybliżeniu 29,5 m². Każdy piec wyposażony jest w wentylator powietrzny, w przepływomierze samoczynne notujące dla gazu i powietrza, wskaźnik ciągu oraz wskaźniki samoczynne, notujące temperaturę komór i spalin odlotowych.

Stalownia produkuje przeważnie zwykłą stal handlową nieuspokojoną lub napół uspokojoną.

Wsad składa się z ok. 25 ton złomu i 60 ton surówki płynnej z wielkich pieców. Zimna surówka sadzona jest tylko w razie potrzeby. Dalej przychodzi ruda żelazna (Fe — 63%) ok. 8 ton, ruda manganowa 2,4 ton, kamień wapienny 3 tony. Ponieważ do wyrobienia stali po roztopieniu używa się również rudy manganowej, Mn utrzymuje się w metalu 0,3 do 0,4% przed spustem, tak że brakujący do analizy uzupełnia się w czasie spustu do kadzi .

Wlewki na żelazo kształtowe ważą ok. 1 500 kg, na platyny ok. 880 kg. Odlewa się je syfonowo.

Jakkolwiek pracę zaczęto z miejscowym elementem, który przeważnie nie znał pracy przemysłowej, jednakże zorganizowane przeszkolenie, założenie szkół przemysłowych i stworzenie odpowiednich podręczników szkolnych dało takie wyniki, że huta jest już obecnie całkowicie obsłużona i prowadzona przez personel turecki. Projektowana jest też dalsza rozbudowa i zainstalowanie pieca elektrycznego łukowego pojemności 4 ton.

Światowa wytwórczość stali surowej w 1947 r. Tymczasowe dane liczbowe, dotyczące światowej wytwórczości stali surowej w 1947 r., przedstawiają się — wg oceny amerykańskiego tygodnika „The Iron Age“ z dnia 25 grudnia 1947 r. (str. 108) — następująco:

Stany Zjednoczone Ameryki Północnej	77,2 milionów ton	57,2% światowej wytwórczości
Związek Radziecki	19,8 „ „	14,7% „ „
Anglia	12,8 „ „	9,5% „ „
Francja	6,1 „ „	4,5% „ „
Niemcy	3,7 „ „	2,7% „ „
Wszystkie inne kraje, wytwarzające stal, łącznie	15,4 „ „	11,4% „ „
Razem	135 milionów ton	100 % światowej wytwórczości

Wytwórczość stali surowej w Stanach Zjednoczonych A. P.
w piecach martenowskich, konwertorach i piecach elektrycznych
(dane tymczasowe)

Rok	Piece martenowskie		Konwertory		Piece elektryczne		Razem	
	Wytwórczość w milionach ton	% wykorzystania zdolności wytwórczej	Wytwórczość w milionach ton	% wykorzystania zdolności wytwórczej	Wytwórczość w milionach ton	% wykorzystania zdolności wytwórczej	Wytwórczość w milionach ton	% wykorzystania zdolności wytwórczej
1945	65,1	85,5	3,9	73,3	3,1	63,4	72,1	83,5
1946	55,0	74,7	3,1	64,5	2,3	46,6	60,4	72,5
1947	69,8	94,8	3,9	82,1	3,5	73,6	77,2	92,9

Nowy gatunek gumy. W Stanach Zjednoczonych A. P. wytwarzany jest obecnie nowy gatunek gumy, odporny na gorąco, oliwę oraz promieniowanie pozafioletowe i nie pozwalający na dyfuzję ozonu i gazów. Guma ta da się stosować zarówno w stanie stałym jak i płynnym. Można jej używać do wyrobu uszczelek, węży, pasów, izolacji cewek silników elektrycznych tudzież przewodów elektrycznych.

Kronika

Wynalazczość hutnicza w 1947 r. Nader dodatnie osiągnięcia w 1946 r. akcji, dotyczącej wynalazczości w hutnictwie polskim, pełne zrozumienie doniosłego znaczenia wynalazczości przez ogół naszych hutników, szlachetna rywalizacja wśród nich oraz ujęcie całokształtu akcji we właściwe normy i system organizacyjny przy pomocy regulaminów i szczegółowych instrukcji, opracowanych przez Główną Komisję Wynalazczości Robotniczej Centralnego Zarządu Przemysłu Hutniczego, przyczyniły się do ogromnego rozwoju polskiej wynalazczości hutniczej w 1947 r. Roczny bilans tej akcji najlepiej charakteryzują przytoczone poniżej dane liczbowe.

W 1947 r. zgłoszono w zakładach pracy CZPH 233 pomysły ulepszeń i usprawnień, z których 221 zostało przyjętych. Z nich 3 przesłano do opatentowawania.

Ilościowy podział przyjętych pomysłów przedstawia się następująco:

1.	Huta „Batory"	56
2.	„ „Kościuszko"	21
3.	„ „Pokój"	20
4.	„ „Stalowa Wola"	17
5.	Zjedn. Przem. Met. Nieżel.	15
6.	Huta „Baildon"	14
7.	„ „Laura"	11
8.	„ „Zabrze"	9
9.	„ „Ferrum"	9
10.	„ „Sosnowiec"	8
11.	„ „Renard"	7
12.	„ „Ostrowiec"	7
13.	Zjedn. Kop. Rudy Żel.	5
14.	Huta „Bobrek"	4
15.	„ „Florian"	4
16.	„ „Łabędy"	3
17.	Zjedn. Przem. Mat. Ogn.	3
18.	Huta „Katarzyna"	2
19.	„ „Częstochowa"	1
20.	„ „Zygmunt"	1
21.	„ „Zawiercie"	1
22.	„ „Bankowa"	1
23.	„Biprohut"	1
24.	Wytwórnia Mostów i Wagonów w Chorzowie	1
	Razem	221

Ilość 221 przyjętych w 1947 r. pomysłów stanowi 160% ilości pomysłów (137), zrealizowanych w 1946 r. Oszczędności, powstałe na skutek zastosowania w 1947 r. usprawnień i ulepszeń, wynosiły sumę 120 milionów zł, równą 210% oszczędności z 1946 r. (58 milionów zł).

Autorom pomysłów wypłacono tytułem nagród ponad 7 milionów zł, co przedstawia ok. 6% ogólnych oszczędności.

O wzrastającej popularności akcji wynalazczości świadczy wymownie blisko czterokrotna ilość pomysłodawców i wykonawców w 1947 r., w stosunku do 129 osób z 1946 r.

Pomysłodawcami i wykonawcami było:

255	robotników i przodowników,
56	mistrzów i nadmistrzów,
26	techników i konstruktorów,
3	laborantów,
2	kalkulatorów,
1	sztygar,
1	maszynista,
28	kierowników wydziałów i asystentów,
96	inżynierów i magistrów,
7	dyrektorów zakładów
475	pracowników łącznie.

Na podkreślenie zasługuje fakt, że zgłoszone pomysły nie były dziełem przypadku lub kompilacji z innych dziedzin, lecz stanowiły przemyślane udoskonalenia procesów technologicznych, a niejednokrotnie wyraz nowej myśli technicznej.

Wskaźnikiem wartości pomysłów była roczna oszczędność dzięki ich zastosowaniu, przy czym oszczędność ta wahała się od kilkudziesięciu tysięcy do kilkunastu milionów złotych dla poszczególnych pomysłów.

Rozszerzająca się coraz bardziej działalność wynalazczo-ulepszeniowa przyczyni się niewątpliwie i do powiększenia wyników ściśle z nią związanej akcji współzawodnictwa.

Z Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie. Inżynier Górniczy Tadeusz Laskowski, dyrektor Instytutu Naukowo-Badawczego Przemysłu Węglowego, otrzymał w styczniu br. stopień doktora nauk technicznych, a dr inż. Roman Krajewski habilitował się w lutym br. z zakresu geologii stosowanej.

Z Politechniki Łódzkiej. Niedawno dopiero zorganizowany Wydział Włókienniczy Politechniki Łódzkiej dzieli się na dwa oddziały podstawowe: konstrukcyjny, mający na celu kształcenie fachowców w zakresie budowy maszyn włókienniczych i technologiczny (z sekcjami: przędzalniczą, tkacką i farbiarsko-wykończalniczą), przygotowujący inżynierów dla poszczególnych dziedzin technologii włókienniczej. Studium na Wydziale Włókienniczym trwać będzie 4 lata. Liczba słuchaczów wydziału wynosi obecnie 120.

Centrala Instytutu Naukowego Organizacji i Kierownictwa została na początku stycznia br. przeniesiona z Krakowa do Warszawy (ul. Niemcewicza 9).

Normy hutnicze

Podkomisja Normalizacyjna Chemiczna przedstawia poniższy projekt normy $\frac{NH}{BCh-001}$ pt. „Pobieranie i przygotowywanie prób do analizy chemicznej" — do krytyki. Ze względu na szerokie zastosowanie tej normy tudzież rozmaitość postępowania przy pobieraniu prób z rud, topników i żużli, uprasza się wszystkich zainteresowanych o przesyłanie umotywowanych zastrzeżeń i propozycji co do ewentualnych zmian w owym projekcie do Wydziału Normalizacyjnego Hutniczego Instytutu Badawczego w Gliwicach, ul. Karola Miarki 12, do dnia 1 czerwca 1948 r.

PROJEKT NORMY $\frac{NH}{BCh-001}$

RUDY, TOPNIKI I ŻUŻLE

Pobieranie i przygotowywanie prób do analizy chemicznej.

1. **Cel pobierania i przygotowywania prób.**

Celem pobierania i przygotowywania prób jest otrzymanie dokładnej przeciętnej próby, oddającej średni skład chemiczny danej partii materiału.

2. **Urządzenie i przyrządy.**

Do pobierania i przygotowywania prób zaleca się następujące urządzenia i przyrządy:
a) łamacz szczękowy do wstępnego rozdrobnienia materiału nie wyżej 15 mm,
b) walce przestawialne lub gniotownik do rozdrobnienia nie wyżej 5 mm,
c) walce z naciskiem sprężynowym lub płyta stalowa do ucierania, do rozdrobnienia nie wyżej 0,5 mm,
d) moździerz stalowy z tłuczkiem o pojemności 2 — 3 kg próby,
e) moździerz agatowy z tłuczkiem o pojemności ok. 40 g próby do rozdrobnienia nie wyżej 0,05 mm,
f) zestaw sit: 15 mm, 5 mm, 2 mm, 0,5 mm, 0,05 mm,
g) płyta stalowa o wymiarach min. 2 x 3,5 m do mieszania prób,
h) krzyże do dzielenia prób,
i) młotki stalowe (ok. 1,5 kg) do rozbijania dużych kawałków rudy,
j) skrzynki do przenoszenia prób,
k) miotły, zmiotki i pędzle.

3. **Sposób pobierania prób.**

A. **Rudy żelazne.**

Przed pobraniem próby należy określić w przybliżeniu skład ziarnowy badanej partii rudy i w zależności od tego pobrać proporcjonalne ilości z każdego sortymentu, przy czym pod względem rozdrobnienia dzieli się rudę na:

grubą, powyżej 150 mm,
średnią, od 150 do 10 mm,
drobną, poniżej 10 mm.

Kawałki powyżej 100 mm rozbija się młotkiem, pobiera z krawędzi oraz środka proporcjonalne ilości i dołącza do pobranej próby.
Próby rud pobiera się:

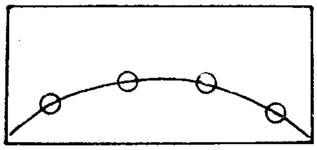
a) przy wyładowaniu z okrętów,
b) z wagonów,
c) ze zwałów.

a) Przy wyładowaniu z okrętów należy pobierać próby z urządzeń transportowych w równych odstępach czasu, zgarniając łopatą równe ilości materiału. W przypadku niemożności pobrania próby z urządzeń transportowych należy pobierać próbę z wagonów w czasie ich ładowania.

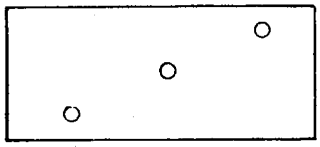
Ciąg dalszy na str. 2

PROJEKT NORMY $\frac{\text{NH}}{\text{BCh}-001}$

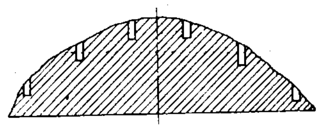
b) Pobieranie prób z wagonów powinno odbywać się podczas wyładowania rudy z wagonów, najlepiej po wyładowaniu połowy zawartości wagonu, przy czym należy pobierać próbę w przekroju pionowym ze wszystkich warstw od dołu do góry (rys. 1). O ile ze względów technicznych pobieranie prób nie może być przeprowadzone przy wyładowaniu wagonów, wybija się w 3 — 5 miejscach otwory do dna, rozmieszczone na przekątnych wagonu i pobiera łopatą jednakowe ilości z każdego otworu (rys. 2), uwzględniając warstwę górną, środkową i dolną.



Rys. 1. — Widok z góry



Rys. 2. — Widok z góry



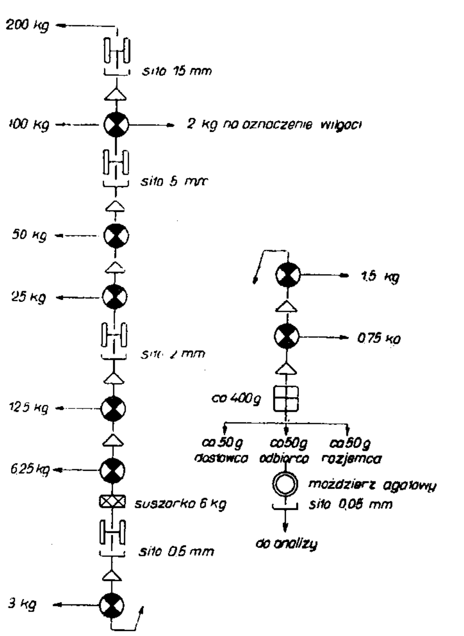
Rys. 3. — Przekrój

c) Pobieranie prób ze zwałów (rys. 3).
W górnej, środkowej i dolnej części zwału wybija się otwory, symetrycznie względem pionowej osi zwału, z których pobiera się próby przy zachowaniu odpowiedniego stosunku ilości materiału w poszczególnych poziomach zwału.

Ilość pobieranej próby.

Ilość pobranej próby zależy od jednorodności rozdrobnienia i składu chemicznego oraz od wartości użytecznego składnika. Z rud, o znanym jednolitym składzie chemicznym i mniej więcej jednolitym rozdrobnieniu, należy pobrać z dostawy do 10 wagonów po 20 kg próby z każdego 3-go wagonu, a z dostawy powyżej 10 wagonów z każdego 5-go wagonu. Z rud niejednorodnych należy pobrać 20 — 80 kg z co 2-go wagonu, w zależności od stopnia niejednorodności i wartości użytecznego składnika. Przy pobieraniu prób ze zwałów, wzgl. transportów okrętowych, należy pobrać ilości od 200 do 1000 kg, zależnie od stopnia jednorodności i wielkości transportu, wzgl. zwału.
Ilość pobranej próby do jednorazowego przygotowania nie powinna być większa od 400 kg.

4. **Przygotowywanie prób do analizy chemicznej (schemat).**



Pobraną próbę, np. 200 kg, rozdrobnić w łamaczu szczękowym, wzgl. na płycie stalowej do średnicy ziarna ok. 15 mm Na płytach stalowych wymieszać próbę łopatą i usypać z niej stożek. Ze stożka odbierać łopatą w 2 przeciwległych miejscach po kolei pewną część, przerzucać na inne miejsca i usypać nowy stożek.

Ciąg dalszy na str. 3

PROJEKT NORMY $\frac{\text{NH}}{\text{BCh — 001}}$

Tę czynność powtórzyć min. 3 razy, w celu dokładnego wymieszania próby. Stożek sformować na placek i z różnych miejsc pobrać przy pomocy łopatki ok. 2 kg próby na oznaczenie wilgoci. Następnie podzielić placek krzyżem na 4 części, 2 ćwiartki odrzucić (niezakreskowane), a pozostałą część rozdrobnić na walcach lub na gniotowniku do średnicy ziarna 5 mm. Przez dalsze 2-krotne mieszanie i dzielenie zmniejszyć próbę do ok. 25 kg i rozdrobnić do średnicy ziarna 2 mm.
Przez następne mieszanie i dzielenie zmniejszyć próbę do ok. 6 kg i wysuszyć w suszarce przy 105° przez 3 godz. (Wypałki pirytowe wzgl. rudy, zawierające siarkę, suszyć przy 60° przez 4 godz.). Wysuszoną próbę rozdrobnić na walcach lub w moździerzu do średnicy ziarna 0,5 mm i zmniejszyć do ilości 300 — 400 g. Próbę tę sformować na placek, podzielić na szereg kwadratów i z każdego kwadratu pobrać łyżeczką próbę do 3 torebek, wzgl. słoików. Ilość pobranej próby w każdej torebce powinna wynosić ok. 50 g. Jedną z prób otrzymuje dostawca, jedną odbiorca, a jedną przechowuje się do ewentualnej analizy rozjemczej. Próby te należy zalakować i zaopatrzyć pieczęcią dostawcy i odbiorcy. Przed wykonaniem analizy należy próbę utrzeć w moździerzu agatowym do średnicy ziarna 0,05 mm*).

5. **Opis próby.**

W opisie próby należy podać:
a) gatunek materiału i jego pochodzenie,
b) dostawcę i wielkość transportu w t (ilość wagonów, nazwę statku),
c) miejsce i datę pobrania próby,
d) zawartość wilgoci.

B. **Rudy chromowe i manganowe.**

Ogólne zasady pobierania i przygotowywania prób rud chromowych i manganowych są podobne do zasad, stosowanych przy rudach żelaznych. Ze względu na większą wartość materiału należy pobierać większe próby (z każdego wagonu min. 50 kg, przy większej dostawie z co 2-go wagonu) i postępować podobnie jak przy rudach żelaznych niejednorodnych.

C. **Topniki.**

Topniki, jak kamień wapienny i dolomit, jako stosunkowo jednorodne, można pobierać w mniejszych ilościach i z mniejszej ilości wagonów. Próba z jednej dostawy winna wynosić od 20 — 50 kg.
Dla wapna i dolomitu palonego należy pobierać próby z kawałków, odrzucając wierzchnią warstwę. Pobieranie i przygotowywanie prób wapna i dolomitu palonego powinno odbywać się jak najszybciej, przygotowaną zaś próbę należy przechowywać w naczyniach szczelnie zamkniętych, celem uniknięcia wiązania wody i dwutlenku węgla z atmosfery. Wytyczne pobierania i przygotowywania prób są w zasadzie takie same jak dla rud żelaznych.
Z dostaw fluorytu i boksytu należy pobrać ok. 20 kg z każdego wagonu, z zastosowaniem postępowania jak przy rudach niejednorodnych.

D. **Żużle.**

Sposób pobierania prób — jak przy rudach żelaznych, przy czym próby, przygotowane do analizy, należy przechowywać w naczyniach szczelnie zamkniętych.
Przygotowywanie do analizy prób żużli, zawierających metaliczne żelazo, musi uwzględnić oddzielenie tego żelaza od żużla. W tym celu próbę, zmniejszoną do ok. 5 kg, o średnicy ziarna max. 5 mm, należy zważyć i rozdrobnić, tak aby żużel całkowicie przeszedł przez sito 2 mm. Przesiew pomniejszyć do ok. 1/4, wyważyć i ponownie rozdrobnić, tak by żużel przeszedł przez sito 0,25 mm. Przesiew wymieszać dokładnie i przez dzielenie pomniejszyć do ilości ok. 50 g, przeznaczonych do analizy.
Pozostałością na sitach po oddzieleniu żużla jest metaliczne żelazo, które należy wyważyć oddzielnie po każdym przesiewie i procentowo określić.

x) Dla przygotowywania prób miesięcznych zbiorowych powinna być opracowana na poszczególnych zakładach odpowiednia instrukcja.

Statystyka

A. HUTNICTWO ŻELAZA

Wytwórczość i wysyłka (w tonach)

WYTWORY	Wytwórczość			Wysyłka			
	Przeciętna miesięczna 1947	Grudzień 1947	Styczeń 1948	Przeciętna mies. 1947		Styczeń 1948	
				Kraj [2]	Eksport	Kraj [2]	Eksport
Koks	79 159	80 497	80 533	15 222	3 855	14 086	2 809
Surówka	72 260	84 655	86 173	9 489	3 512	16 806	–
Stal surowa	131 593	139 846	154 532	–	–	–	–
Wytw. walcowane i rury bez szwu 1)	90 991	100 923	101 317	68 955	4 240	64 852	8 413
Rury ze szwem	1 280	1 414	1 714	567	227	1 169	1 024
Wytw. kute i prasowane	6 948	8 305	9 705	2 408	180	3 687	–
Wytw. walcowane i ciągnione na zimno	3 122	3 551	3 882	1 557	3	1 675	18

1) Wytw. walcowane gotowe, łącznie z półwytworami dla działów przetwórczych i dla obcych (bez półwytworów w obrocie międzyhutniczym).
2) Bez obrotu międzyhutniczego.

B. ZJEDNOCZENIE KOPALŃ RUDY ŻELAZNEJ I GRUPA TOPNIKÓW

Wydobycie, wytwórczość i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwórczość			Wysyłka			
				Przeciętna mies. 1947		Styczeń 1948	
	Przeciętna miesięczna 1947	Grudzień 1947	Styczeń 1948	Ogółem	W tym poza CZPH	Ogółem	W tym poza CZPH
Rudy żelazne surowe	42 038	44 854	44 558	5 784	–	5 635	–
Piryt	3 305	3 785	4 017	3 184	2 364	3 579	604
Rudy wzbogacone	22 475	22 617	24 988	23 519	–	27 078	–
Topniki *)	39 339	35 357	16 430	26 354	1 186	14 579	113

*) Dolomit surowy i prażony, kamień wapienny, wapno palone. Spadek spowodowany został wydzieleniem Zakł. „Wojcieszów" z CZPH.

C. ZJEDNOCZENIE PRZEMYSŁU METALI NIEŻELAZNYCH

Przemysł Cynku i Ołowiu

Wydobycie, wytwórczość, import oraz wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwórczość			Wysyłka			
				Przeciętna mies. 1947		Styczeń 1948	
	Przeciętna miesięczna 1947	Grudzień 1947	Styczeń 1948	Kraj	Eksport	Kraj	Eksport
Rudy cynku i ołowiu surowe	69 481	69 686	76 336	–	–	–	–
Cynk ogółem	6 233	7 257	7 961	1 665	1 288	1 759	1 635
Blacha i taśmy cynkowe	2 725	2 885	3 283	1 581	1 108	1 219	1 269
Ołów rafinowany	944	1 097	1 468	620	50	710	–

D. PRZEMYSŁ MATERIAŁÓW OGNIOTRWAŁYCH

Wydobycie, wytwórczość, import oraz wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwórczość			Wysyłka			
				Przeciętna mies. 1947		Styczeń 1948	
	Przeciętna miesięczna 1947	Grudzień 1947	Styczeń 1948	Ogółem	W tym do zakładów CZPH	Ogółem	W tym do zakładów CZPH
Kopaliny	19 777	18 207	22 138	4 021	557	3 425	720
Wytwory	13 419	15 266	15 363	12 049	8 752	13 191	9 513
Zaprawy i mieliwa	3 184	2 876	3 785	3 051	1 910	3 983	3 030

WYDAWCA: CENTRALNY ZARZĄD PRZEMYSŁU HUTNICZEGO. REDAGUJE KOMITET REDAKCYJNY, PRZEWODNICZĄCY KOMITETU I REDAKTOR NACZELNY: INŻ. TADEUSZ MALKIEWICZ, CZŁONKOWIE KOMITETU: INŻ. JANUSZ CHMIELOWSKI, MGR STANISŁAW OLEŃSKI, INŻ. TADEUSZ PALMRICH, INŻ. STANISŁAW PRZEGALIŃSKI, INŻ. ZDZISŁAW WARCZEWSKI i INŻ. KIEJSTUT ŻEMAITIS